Energy, Mines and Resources Canada

Énergie, Mines et Ressources Canada

CANMET

Canada Centre for Mineral and Energy Technology

Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie

Mining Research Laboratories

Laboratoires de recherche minière

Canada

90-03954/

LITTÉRATURE SUR LES GISEMENTS FILONIENS CANADIENS (HORS QUÉBEC) ET ÉTRANGERS

S. Dufresne

MRL 89–69 (TR)

Juin 1989

This document is an unedited interim report prepared primarily for in-house and internal reporting purposes. It does not represent a final expression of the opinion of the Canada Centre for Mineral and Energy Technology (CANMET)

Le présent rapport est un rapport provisoire non-révisé et rédigé principalement pour fin de diffusion et de documentation interne. Il ne représente aucunement l'expression définitive de l'opinion du Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie (CANMET)

151 pp

MICROMEDIA

Littérature sur les gisements filoniens canadiens (hors Québec) et étrangers.

par

S. Dufresne.*

SOMMAIRE

Une vingtaine de mines exploitant des gisements de 2 mètres et moins de puissance furent répertoriées suite à une revue de la littérature. Elles sont décrites, en présentant leurs particularités et technologies.

Cette revue littéraire fut réalisée dans le cadre d'une entente de recherche entre l'Association minière du Québec (AMQ) et l'Université Laval. CANMET participe, par l'intermédiaire du Laboratoire de technologie minière, en présentant un survol de l'industrie minière exploitant des gisements étroits au Canada (hors–Québec) et à l'étranger. Un travail similaire fut entrepris par le Centre du recherches minérales (CRM), caractérisant les mines du Québec.

Ce projet de recherche est composé de 3 phases dont la première consiste à identifier les problèmes rencontrés lors de l'exploitation des gisements filoniens. Les autres étapes consistent à apporter des solutions et à les implanter dans l'industrie. Ce présent rapport constitue une partie de la contribution de CANMET à la phase 1.

Chaque mine est décrite: géologie, développements, minage, remblayage, halage, hissage, services et coûts. Toute cette information n'est pas disponible dans toutes les mines. Cependant, les principaux problèmes rencontrés lors de l'exploitation des gisements filoniens sont discutés par ces auteurs.

CANMET présente également un second rapport MRL 89–70 (TR) intitulé 'Gisements filoniens: technologies, innovations et perspectives' qui résume, par secteur d'activité, les problèmes rencontrés lors de l'exploitation des gisements filoniens, et les technologies utilisées par ces entreprises afin de les contourner. De plus, ce rapport présente certaines avenues de recherche que CANMET croît salutaires pour les travaux futurs.

Mots-clés: Gisement filonien, minage en veine étroites, filons, littérature.

* Chercheur en sciences physiques, Laboratoire canadien de technologie minière, Laboratoires de recherche minière, CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa, Ont., Canada.

Literature Survey on Narrow Vein Mining Inside and Outside Canada.

by

S. Dufresne.*

SUMMARY

A multi phase research project on narrow vein mining was undertaken by four major organizations. The first phase of the project, to determine problems presented by narrow veins and the methods used by the operators to get around those problems, is completed. In subsequent phases of the project the participants will act in concert to develop solutions to some of the problems and to introduce the solutions to the mining industry.

The participants in the project are the Association minière du Quebec (AMQ), Laval University, the Centre du recherches minérales (CRM) and CANMET's Mining Research Laboratories. Mines operating in Quebec were surveyed by the CRM, mines operating in the rest of Canada and outside of Canada were surveyed by CANMET's Mining Research Laboratories. This document contains the information obtained in the twenty mines operating in veins less than 2 metres wide that were surveyed by the Mining Research Laboratories. The information concerns everything that was made available on geology, mine development, stoping method, backfilling, transportation, hoisting, mine services and costs. Information is also included on the problems reported by the operators.

The report is supplemented by CANMET report 89-70(TR), "Narrow Vein Mining: Technologies, Innovations and Outlook". The supporting work summarizes the problems encountered in mining narrow veins and the technologies used. Furthermore, the report indicates research directions which CANMET believes will benefit future narrow vein mining operations.

Keywords: Narrow Vein Deposits, Veins, Narrow Vein Mining, Literature Survey.

* Physical Scientist, Canadian Mine Technology Laboratory, Mining Research Laboratories, CANMET, Energy, Mines and Resources Canada, Ottawa, Ont., Canada.

TABLE DES MATIÈRES

Sommaire	i
Summary	ii
Buts de la recherche	v
Notes de l'auteur	vii
Remerciements	ix
Liste des tableaux	xi
Liste des figures	xiii
Liste des symboles	xv
Conversions d'unités vers le système international	xix
Introduction	1
PARTIE I : MINES CANADIENNES	**3**
1. Mine Cluff.	5
2. Mine Con.	11
3. Mine Dome.	17
4. Mine Forest Hill.	27
5. Mine Golden Patricia.	33
6. Mine Ketza.	35
7. Mine Lupin.	37
8. Mine Pamour #1.	43
9. Mine Pamour Porcupine #3.	47

PARTIE II : MINES ÉTRANGÈRES 51

10. Mine Kellguani, Bolivie. 53

11. Mine de Leucamp, France. 55

12. Mines du siège minier du Fraisse, France. 63

13. Mine Fontane, Italie. 73

14. Mine San-Francisco del Oro, Mexique. 77

15. Mine Huaron, Pérou. 79

16. Mine Renison, Tasmanie. 89

17. Mine Apex, USA. 93

18. Mine Black Pine, USA. 97

19. Mine Bulldog Mountain, USA. 101

20. Mine Republic Unit, USA. 109

21. Mine Stillwater, USA. 113

PARTIE III : TECHNIQUE DE MINAGE PARTICULIÈRE 117

22. Méthode de minage par Alimak. 119

Conclusion 123

Références par site minier 127

BUTS DE LA RECHERCHE

Une partie importante de la production minière canadienne provient d'opérations de type "gisements filoniens étroits", c'est-à-dire exploitant des veines de puissance inférieure à 2 mètres. Cette portion de la production nationale devrait au moins se maintenir, sinon croître, au cours des prochaines années.

Dans le but de maintenir, voir même favoriser, l'exploitation économique de ces gisements, CANMET s'implique afin de contribuer à l'évolution des techniques et des technologies, et permettre à l'industrie canadienne de surmonter la concurrence internationale.

Cette participation est davantage marquée par le fait que CANMET s'associe avec l'Association minière du Québec (AMQ), l'Université Laval et le Centre de recherches minérales (CRM), au développement de ces technologies.

Le programme de recherche est composé des 3 phases suivantes:

Phase I : Définition des problèmes rencontrés dans les gisements filoniens;

Phase II : Caractérisation des problèmes et élaboration de solutions;

Phase III : Développement de procédés, d'équipements spécialisés, et implantation dans les opérations minières.

Le présent rapport se réfère à la première phase. Il est composé de 2 parties orientées vers l'accroissement de la productivité des opérations du type "gisements filoniens étroits". C'est une synthèse des technologies disponibles dans ce type d'opération, distribuées suivant chacune des étapes de la séquence du cycle d'extraction. La deuxième partie présente les champs d'activité, vers lesquels une attention particulière devrait être portée en planifiant la recherche future.

NOTES DE L'AUTEUR

Ce rapport résume, par secteur d'activité minière, les techniques et technologies utilisées dans une série de mines actives exploitant des gisements composés de filons étroits, de puissance inférieure à 2 mètres. Cette dimension de coupure, pour fin de définition, est arbitraire mais représente une réalité car on observe que les exploitations opérant dans des ouvertures inférieures à cette dimension connaissent des problèmes particuliers.

Les gisements possédant de telles veines sont appelés 'gisements filoniens' ou 'gisements à veines étroites'.

Plusieurs des problèmes rencontrés dans ces opérations existent également dans les exploitations à filons plus puissants. Cependant, les dimensions et la géométrie de ces petites veines ont des incidences majeures sur l'ensemble de l'opération. La définition géologique, le suivi des veines, la dilution, le choix de la méthode de minage et la disponibilité d'équipements de minage appropriés sont des problèmes chroniques, qui affectent directement la profitabilité de l'entreprise.

Une revue de la littérature réalisée par CANMET, constituant la base de la première partie de ce rapport, est présentée dans le rapport MRL 89–69 (TR) intitulé 'Littérature sur les gisements filoniens canadiens (hors–Québec) et étrangers'. Les idées émisent au cours de la deuxième partie devraient être d'intérêt pour l'ensemble de l'industrie minière canadienne.

Systèmes d'unités:

Les 3 systèmes d'unités sont utilisés dans le rapport MRL 89–69 (TR): systèmes international, impérial et américain. Un tableau d'équivalence a été rédigé afin de convertir les principales unités vers le système international, officiellement utilisé au Canada. À noter que certaines valeurs furent arrondies. Il est toujours préférable de se servir des mêmes unités que celles présentées originalement. En tout temps (dans les nombres), la virgule sert à séparer les entiers des fractions.

Afin d'alléger le texte, les unités furent abrégées. Elles sont décrites dans la liste des symboles.

REMERCIEMENTS

Dans un premier temps, je désire remercier Noël Billette pour sa participation à la rédaction de ce rapport, en procédant à une révision détaillée du texte, et en introduisant les corrections techniques nécessaires.

Je désire également remercier Raymond Gaetan, Robert W.D. Clarke et Yves Lizotte pour leurs conseils techniques. Ils me furent très utiles et appréciés.

De plus, je désire remercier le personnel des compagnies minières qui ont été visitées: John Vehkala, ingénieur en chef de la mine Dome à Timmins; Marc Bilodeau, capitaine de production à la mine Pamour #1 de Giant à Timmins; Cheryl Vatter, ingénieure à la mine Lupin d'Echo Bay.

LISTE DES TABLEAUX

Tableaux	Titre	Page
1.1	Temps de cycle total en chantier des CT 500 HE utilisés à la mine Cluff.	7
1.2	Caractéristiques techniques du microscoop CT 500 HE.	8
1.3	Productivité atteinte à la mine Cluff en fonction de la distance de halage et de la vitesse de déplacement des microscoops CT 500 HE.	9
1.4	Coûts d'entretien du microscoop.	10
2.1	Caractéristiques des treuils utilisés à la mine Con.	15
2.2	Répartition, par activité, des coûts de minage à la mine Con.	16
3.1	Temps de cycle des microscoops utilisés à la mine Dome.	20
3.2	Production horaire des microscoops en fonction de la distance de halage.	20
3.3	Sélectivité comparative de certains équipements de halage en chantier.	21
3.4	Comparaison économique entre les racloirs et les microscoops.	21
4.1	Variation de la teneur en fonction de la largeur de l'ouverture.	28
4.2	Comparaison économique entre 2 variantes de la méthode par chambre magasin, en fonction de la hauteur de la veine.	30
4.3	Production des JCI 50M en fonction de la distance de halage.	32

Tableaux	Titre	Page
11.1	Comparaisons et résultats de 2 techniques de minage par méthode des sous–niveaux et d'une technique de minage à l'aide d'un brise roche hydraulique.	60
13.1	Comparaison entre l'ancienne méthode de coupe et remblai ascendante, la nouvelle méthode de coupe et remblai descendante et celle de coupe et remblai mécanisée, sur une base de coût par tonne.	75
15.1	Caractérisation du gisement Huaron à partir de la fréquence des veines, classées suivant leur puissance.	79
15.2	Production des microscoops en fonction de la distance de halage.	85
15.3	Sélectivités obtenues par le EHST–1A et le CT 500 HE lors du minage des groupes 64, 66 et de la veine Fastadiosa.	86
15.4	Sélectivité des CT 500 HE et des EHST–1A en fonction de la puissance des veines.	86
15.5	Comparaison des tonnages et teneurs pour différentes veines exploitées par différents équipements.	87
15.6	Comparaison des coûts d'opération entre le CT 500 HE dans une veine de 1,1 mètre de puissance, et le EHST–1A dans une veine de 1,8 mètre de puissance.	87
15.7	Variation de la production de métal depuis l'introduction du microscoop.	88

LISTE DES FIGURES

Figure	Titre	Page
1.1	Méthode de minage par coupe et remblai descendante pratiquée à la mine Cluff.	6
2.1	Accès aux chantiers mécanisés tel que pratiqué à la mine Con.	14
3.1	Minage à 2 sautages (resuing) utilisé à la mine Dome.	24
11.1	Minage à l'aide du brise roche hydraulique, utilisé à la mine de Leucamp.	56
11.2	Minage par sous–niveaux à l'aide de microscoops, pratiqué à la mine de Leucamp.	58
12.1	Représentation de l'exploitation du chantier D580 du complexe du Fraisse.	66
12.2	Armature de la dalle de béton utilisé dans les mines du siège minier du Fraisse.	68
12.3	Exploitation du chantier D612 du complexe minier du Fraisse.	70
16.1	Méthode à 2 sautages utilisé à la mine Renison.	91
17.1	Vue en plan et en coupe du gisement de la mine Apex (17).	94
19.1	Vue en plan et en coupe de la méthode coupe et remblai descendante mécanisée, pratiquée à la mine Bulldog Mountain (19): rampe intégrée à la minéralisation.	104
19.2	Vue en plan de la méthode de minage coupe et remblai descendante mécanisée pratiquée à la mine Bulldog Mountain (19): rampe pratiquée dans le stérile.	105
22.1	Méthode Alimak.	120

LISTE DES SYMBOLES

Symbole	Description
Ag	Argent
Au	Or
cm	Centimètre
Cu	Cuivre
dia	Diamètre
g	Gramme
g/t	Gramme par tonne
h	Heure
h–p	Homme–poste
HP	Horse power
Kg	Kilogramme
Kg/m	Kilogramme par mètre
Kg/s	Kilogramme par seconde
KW	Kilowatt
l	Litre
lb	Livre
lb/pi	Livre par pied

Symbole	Description
m	Mètre
M	Million
m^3	Mètre cube
m^3/mn	Mètre cube par minute
m–o	Main–d'oeuvre
mi	Mille (distance)
mm	Millimètre
mn	Minute
MPa	Mégapascal
ozt	Once troy
ozt/tc	Once troy par ton courte
Pb	Plomb
pi	Pied
pi^3	Pied cube
pi^3/mn	Pied cube par minute
po	Pouce
pcm	Pied cube par minute
psi	Livre par pouce carré (pound per square inch)
vg	Verge

Symbole	Description
vg^3	Verge cube
t	Tonne (métrique)
t/h	Tonne par heure
t/h–p	Tonne par homme–poste
t/j	Tonne par jour
tc	Ton courte
tc/j	Ton courte par jour
Zn	Zinc

CONVERSIONS D'UNITÉS VERS LE SYSTÈME INTERNATIONAL

1 tonne = 1,102 ton courte

1 once troy / ton courte = 34,28 grammes / tonne

1 pied = 0,3048 mètre

145 livres par pouce carré = 1 Mégapascal

1 horse power = 0,75 Kilowatt

1 once troy = 31,1 grammes

1 pouce = 25,4 millimètres

INTRODUCTION

Dans le cadre de l'entente de recherche entre l'Association minière du Québec et l'Université Laval, CANMET et le CRM furent invités à participer, dans un premier temps, à une identification des problèmes rencontrés et des technologies utilisées dans les gisements filoniens.

Les recherches furent orientées somme suit: CANMET serait responsable d'identifier et d'analyser les mines canadiennes hors–Québec, et celles situées hors–frontières. Le CRM mènerait une étude similaire sur le territoire québécois.

Afin d'atteindre ses objectifs, CANMET a entrepris une revue de la littérature (février 1989) à partir de banques de données informatisées. Les banques MINTEC, NTIS et Engineering Index furent consultées. Sur les centaines d'articles obtenus, seulement 21 décrivaient l'exploitation de gisements filoniens possédant des puissances inférieures à 2 mètres.

Pour compléter cette information, quelques mines furent visitées mais, contrairement au CRM qui réalisa des excursions intensives, le territoire couvert par CANMET ne permettait pas d'engager les dépenses nécessaires. Cependant 3 mines furent visitées: Dome et Pamour #1 à Timmins, et Lupin dans les Territoires du Nord–Ouest.

Des questionnaires furent envoyés à plus de 30 mines canadiennes hors–Québec. Les résultats de cette enquête ne seront pas discutés ici, mais devraient être présentés dans un autre rapport technique (à confirmer).

Ce présent rapport est une description de l'information recueillie dans la littérature et de celle obtenue lors des visites industrielles.

Vingt et une mines et une technique de minage sont décrites. Évidemment, ce ne sont que celles qui ont 'écrit', les autres ne pouvant être identifiées.

Dans un premier temps, 9 mines canadiennes sont présentées. Par la suite, 12 mines étrangères sont décrites, la plupart étant situées au États–Unis (5). Finalement, une méthode de minage commerciale est résumée.

Le rapport présente les mines 'telles–quelles', avec leurs problèmes et leurs technologies. Il faut mentionner cependant que certaines technologies de pointe, apparaissant dans les articles provenant de la revue de la littérature, mais non utilisées dans ces mines filoniennes, ne seront pas discutées ici.

PARTIE I : MINES CANADIENNES

1. MINE CLUFF.

Cette mine d'uranium située au nord–ouest de la Saskatchewan est la propriété de la compagnie Amok Ltée. Elle est composée d'une fosse et d'une exploitation souterraine produisant 800 t/j, en proportions égales. La mine souterraine est en production depuis 1983.

Géologie:

La minéralisation est composée de veines de 65° à 85° de pendage.

Développements:

On accède aux travaux souterrains à l'aide d'une rampe de 1 264 m (inclinaison de 12%). À son extrémité inférieure, une galerie en pente rejoint le niveau supérieur (220 m) et une autre le niveau inférieur (170 m). Elles mesurent respectivement 225 et 190 m. Elles possèdent toutes deux des dimensions de 3,8 m de hauteur par 4,5 m de largeur.

Méthodes de minage:

Le minage est réalisé par coupe et remblai en tranches descendantes (figure 1.1). À l'extrémité de la minéralisation, une ouverture dans la sole permet l'évacuation de l'air vicié provenant de la galerie. Au fur et à mesure que le minage progresse vers le bas, des ouvertures sont maintenues entre les tranches, permettant la circulation d'air.

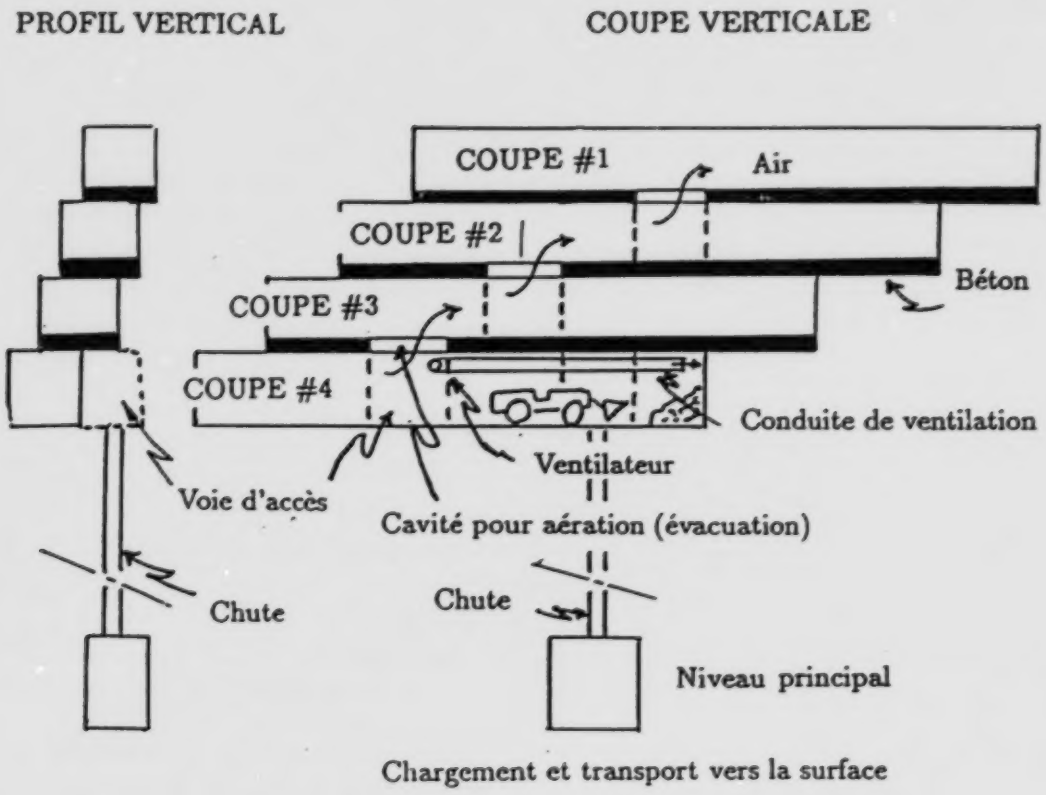
Les chantiers ont généralement une longueur de 100 m. Des chutes à minerai sont foncées à tous les 40 ou 50 m. On y accède par des galeries à –20% d'inclinaison. Celles-ci sont foncées à 10 m à l'extérieur de la minéralisation, et prolongées, au besoin, à chaque tranche.

Le minage de chaque tranche est réalisé en chambres isolées ou adjacentes, selon la fréquence et la distance séparant les veines dans chaque chantier. La largeur des chantiers varie de 1,2 m à 2,1 m et n'excède pas 3 m.

Cycle de minage:

Le minage consiste à forer et sauter le minerai situé sous une dalle de béton ou un remblai compacté. La roche est halée jusqu'à la chute la plus proche. Une volée fournit entre 35 t et 40 t de minerai. Une équipe de mineurs (2 hommes) réalise généralement un peu plus d'une volée par poste de 10 heures.

FIGURE 1.1
Méthode de minage par coupe et remblai descendante
pratiquée à la mine Cluff.



La chargeuse navette utilisée en chantier est le microscoop d'Équipement Minier de France (CT 500 HE). La capacité du godet est de 0,32 m^3. Une chargeuse électrique JS–100E est utilisée lorsque la largeur du chantier le permet. On remarque cependant que 85% à 90% du chargement du minerai en chantier est pratiqué à l'aide du microscoop.

Une chute permet d'acheminer le minerai des niveaux de production vers le niveau principal. Des camions articulés JS–415 réalisent le transport vers la surface. Le temps de cycle en chantier et le temps de halage réalisés à l'aide du microscoop sont présentés au tableau 1.1.

TABLEAU 1.1
Temps de cycle total en chantier des CT 500 HE
utilisés à la mine Cluff.

OPÉRATION	TEMPS	%
Forage, sautage, aérage	1h50	20
Écaillage	0h20	4
Soutènement	2h30	27
Déblaiement (CT 500 HE)*	3h20	36
Autre	1h10	13
Total	9h10	100

* Distance moyenne de halage de 38 mètres.

Caractéristiques du microscoop:

Les principales spécifications techniques du CT 500 HE sont présentées au tableau 1.2. Afin de respecter les normes relatives à la loi des mines de la Saskatchewan, les microscoops ont été équipés d'un toit afin de protéger l'opérateur. Cette pièce additionnelle présente une contrainte lorsque le chantier devient étroit et que son pendage se rapproche de l'horizontale. On note cependant que même dans des chantiers à 75°, il est possible d'ouvrir aussi peu que 1,6 m de largeur.

Productivité en chantier:

Le CT 500 HE a permis l'exploitation de 44 860 t de minerai et de stérile au cours de l'année 1988. Ceci représente 85% de la production totale de la mine souterraine.

TABLEAU 1.2

Caractéristiques techniques du microscoop CT 500 HE.

ÉQUIPEMENT	DESCRIPTION
Moteur (KW / Volts / Hz)	22 / 575 / 60
Câble d'alimentation (mètres)	85
Godet (mètre cube)	0,32
Charge (tonne)	0,6
Poids (tonnes)	2,8
Articulation verticale (degrés)	36
Articulation horizontale (degrés)	8
Largeur (mètre)	0,8
Hauteur – avec abri (mètres)	1,969
Longueur (mètres)	3,545

Trois heures sont nécessaires afin de déblayer une volée. La distance moyenne de halage est de 31 m. La productivité horaire moyenne du microscoop est de 13,2 t (tableau 1.3). La vitesse de déplacement des équipements serait légèrement inférieure aux 4 Km/heure proposés selon les courbes du manufacturier. Ceci suggère des conditions difficiles rencontrées en chantier.

La sélectivité est améliorée car ces équipements facilitent le suivi des veines, indépendamment de leur direction. Cette particularité, combinée à un accroissement de la productivité, ont favorisé l'implantation de méthodes mécanisées.

Les microscoops sont de petites unités de chargement, très sensibles à la distance de halage. La productivité varie considérablement d'un mois à l'autre. Cela est dû au fait que les activités minières sont localisées au début ou à la fin des chantiers, variant ainsi la distance de halage.

Entretien de l'équipement:

Six unités sont présentement en opération. Plus de 3 390 heures d'opération ont été réalisées au cours de l'année 1988. Les coûts d'entretien furent de 339 700$. Les pièces totalisent 183 027$ et la main–d'oeuvre 156 673$. L'entretien mécanique représente 2 930 h de main–d'oeuvre et l'entretien électrique compte pour 2 715 h, soit un total de 5 645 heures.

TABLEAU 1.3

Productivité atteinte à la mine Cluff, en fonction de la distance de halage et de la vitesse de déplacement des microscoops CT 500 HE.

DISTANCE (Mètres)	PRODUCTIVITÉ (tonnes/heure)	
	(Vitesse (Km/heure)	
	4	6
25	19	22
50	14	17
75	10	13
100	7	11

La moitié des coûts de main–d'oeuvre sont en relation avec les troubles électriques (câble), qui représentent également la majeure partie des coûts de pièces. L'ensemble des unités ont consommé 50 collecteurs (slip rings), totalisant une somme de 44 330$ et plus de 960 m de câble (12 670$) ont été remplacés. Les coûts totaux représentent 66 420$. Ces problèmes sont liés au faible espacement entre l'équipement et la sole (0,16 m) et à l'opération dans des conditions humides et boueuses. Des tentatives ont été réalisées afin de protéger le système d'enroulement du câble. Cependant le problème reste lié au fait que le câble introduit de la boue dans le système d'enroulement, endommageant les rouleaux.

Le microscoop est articulé à l'aide d'une cheville située à sa base. Celle–ci a tendance à s'user prématurément et à céder lors du chargement.

Coûts d'entretien et d'opération:

Les coûts d'entretien et d'opération totalisent 10,93$ par t pour l'année 1988 (tableau 1.4). Le total relatif à l'entretien (main–d'oeuvre et pièces) sont de 7,57$ la tonne, soit 69% du coût par tonne. Le coût total, incluant entretien et opération, pour opérer le microscoop au cours de l'année 1988 fut de 144,50$ par heure d'opération.

L'avantage d'exploiter le minerai de façon sélective conduit à la réduction des coûts de concentration. Le microscoop permet d'atteindre cet objectif en facilitant le suivi de veines sinueuses et en maximisant la sélectivité. Ceci permet de maintenir une plus forte teneur au concentrateur.

TABLEAU 1.4
Coûts d'entretien du microscoop.

DESCRIPTION	$/tonne	$/heure	%
Main–d'oeuvre d'opération	2,65	35,00	24
Main–d'oeuvre d'entretien	3,50	46,20	32
Pièces & énergie	4,80	63,30	44
Total	10,90	144,50	100

Le microscoop est un bon équipement de chantier, car il permet une haute sélectivité et une meilleure productivité, comparativement aux méthodes conventionnelles de minage.

2. MINE CON.

La mine Con est la propriété de Nerco Minerals. Cette mine d'or est située à un mille au sud de Yellowknife, dans les Territoires du Nord–Ouest. La production est de 650 tc/j (590 t/j) (1975).

Au cours des 37 dernières années, la mine Con a réalisé 292 230 pi (89 070 m) de développements, 10 670 pi (3 250 m) de puits, 1 194 990 pi (364 230 m) de forage au diamant afin d'extraire 5 000 000 tc (4 535 970 t) de minerai contenant 3 000 000 onces troy (96,4 t) d'or et 1 000 000 onces troy (31,1 t) d'argent.

Géologie:

Le pendage des veines est de 50° sur les niveaux supérieurs et croît jusqu'à 60° au niveau 4 500 pi (1 370 m). La zone minéralisée pend à environ 4° de plus que la zone de cisaillement. Sa puissance varie de 3 pi (0,9 m) à 40 pi (12 m). Sa longueur est inférieure à 300 pi (91 m). Le minerai indiqué de la mine Con (1975) est évalué à 1,6 Mtc (1,45 Mt) à une teneur de 0,59 oz troy/tc (20,2 g/t).

Développements:

Les galeries ont des dimensions de 8 pi (2,4 m) par 8 pi (2,4 m) et une pente de 0,25%. Le forage est réalisé à l'aide de marteaux pneumatiques BBC–35 d'Atlas Copco. Les forets ont 1,25 po (32 mm) de diamètre. Le chargement est effectué à l'aide de LM–56 d'Atlas Copco. Des trous centraux de 4 po (102 mm) sont forés avec une foreuse de galerie Gardner Denver DH–99 montée sur un chariot de forage à côtés rabattants. Cette plateforme est utilisée afin de faciliter le forage des trous près du toit. La productivité est de 2,3 pi (0,7 m) par homme–poste.

Les cheminées sont préférablement foncées dans le minerai. Elles servent de chutes ou de passages d'homme. Leurs dimensions sont de 5 pi (1,5 m) par 7 pi (2,1 m). Elles sont également utilisées pour les services au chantier. Des foreuses AL–60 montées de forets de 1,25 po (32 mm) et de fleurets sans collet sont utilisées. Les cheminées sont rarement forées à plus de 49°, de sorte qu'elles demeurent dans le minerai en cours de fonçage. La productivité moyenne est de 1,8 pi (0,5 m) par homme–poste.

Dans les régions mécanisées, les sous–niveaux ont des dimensions de 6 pi (1,8 m) x 7 pi (2,1 m) ou de 8 pi (2,4 m) x 8 pi (2,4 m). La productivité est de l'ordre de 3 pi (0,9 m) par homme–poste.

Les travaux miniers sont présentement réalisés dans une région située loin du puits. Celui–ci descend à une profondeur de 5 650 pi (1 720 m). Afin de réduire les

coûts d'opération et d'accroître la production, un second puits vertical de 5 800 pi (1 770 m) fut foncé à 3 000 pi (910 m) au sud du premier, afin de se rapprocher des chantiers opérationnels.

Minage:

Le minage des chantiers se fait par coupe et remblai. 75% de la production est manipulée à l'aide de racloirs à l'air comprimé et électriques. Les derniers 25% proviennent d'une zone mécanisée située au niveau 4 900 pi (1 490 m).

Minage conventionnel:

La chambre magasin fut utilisée dans la zone de cisaillement Con et dans les niveaux supérieurs de la zone Campbell. La méthode de minage par coupe et remblai prévalut à mesure que les travaux progressaient en profondeur. Actuellement (1976), c'est la seule technique pratiquée.

Le minage est réalisé par forage horizontal sur le minerai abattu lors de la coupe antérieure. La séquence s'amorce en partant de la monterie centrale de service et en suivant la veine dans les 2 sens, le long de sa direction. Les tailles sont forées sur une longueur de 12 pi (3,7 m) avec des trous de 1,25 po (32 mm), puis sautées à l'aide d'ANFO. Le boulonnage de l'éponte supérieure est généralement réalisé après chaque taille. Tout le matériel de minage accède au chantier via la cheminée de service.

La plupart des racloirs sont électriques, de type Pikrose et Joy. Certaines unités fonctionnent à l'air. Leurs dimensions varient mais le modèle le plus fréquent est d'une puissance de 20 HP (15 KW) à 2 tambours, utilisant un câble de 0,5 po (13 mm) ou de 3/8 po (10 mm). Certains racloirs de 30 HP (22 KW) à 3 tambours sont utilisés.

Les chantiers sont opérés sur une base de 1 poste par jour. Le mineur effectue tous les travaux, sauf le boisage et le remblayage. 29 chantiers sont présentement en opération. La productivité est de l'ordre de 16 tc/h–p (14,5 t/h–p).

Minage mécanisé:

Le minage mécanisé a permis d'accroître la production de 470 tc/j (430 t/j) à 650 tc/j (590 t/j) (1975). Ces équipements ont également aidé à augmenter la productivité et la sécurité des employés.

Trois chargeuses navettes de type Jarvis Clark de 1 vg^3 (0,76 m^3) sont utilisées (2 diésels et 1 électrique). Le forage est réalisé à l'aide de 2 chariots montés de foreuses pour le forage vertical (Atlas Copco BBC–35).

Les chantiers sont forés par tranches de 12 pi (3,7 m) à l'aide de fleurets de 4 pi (1,2 m) et de forets de 1,25 po (32 mm). Les trous sont réalisés à un angle de 60°, avec un espacement et un fardeau de 2,5 pi (0,76 m). L'ANFO est utilisé comme explosif. Les trous sont remplis à l'aide d'un chargeur Penberthy de 50 lb (23 Kg).

Suite au sautage, on procède à l'écaillage et au boulonnage de l'éponte supérieure avant de charger la roche brisée, ce qui facilite les travaux près du toit. Cette procédure permet de réaliser une bonne récupération et une faible dilution.

Le remblayage des chantiers est effectué en 2 étapes. La première consiste à monter le plancher du chantier jusqu'à 11 pi (3,4 m) du toit, afin de permettre la foration vers le haut. Une fois le forage complété, le plancher est à nouveau monté jusqu'à 7 pi (2,1 m) du toit. Lors de cette deuxième étape, le remblai est cimenté afin d'obtenir un plancher plus rigide et faciliter le chargement du minerai et le boulonnage après le second sautage. Auparavant, un plancher artificiel de panneaux de bois (stagings) était nécessaire.

L'accès à la zone de minage mécanisé est assuré par une rampe ayant une pente de 17°. Des travers-bancs permettent d'intercepter la veine à partir de certaines sections planes de la rampe principale. Elles ont une pente de -20°. Elles sont par la suite taillées au toit jusqu'à une pente de +20° (figure 2.1), permettant ainsi de prélever 3 tranches dans un chantier. Deux travers-bancs accèdent ainsi à chaque chantier.

Au cours de l'année 1975, la productivité dans ces chantiers était de 16 tc (14,5 t) pour l'ensemble des hommes-postes travaillant lors de la phase de sous-cavage.

Une productivité totale de 30 tc/h-p (27,2 t/h-p) est envisagée lors de la pleine production.

Les travaux sur certains niveaux et dans tous les puits sont exécutés sur une base de 3 postes par jour. Le minage s'effectue sur 2 postes, espacés de 4 heures, afin de permettre aux gaz nocifs des sautages d'être évacués.

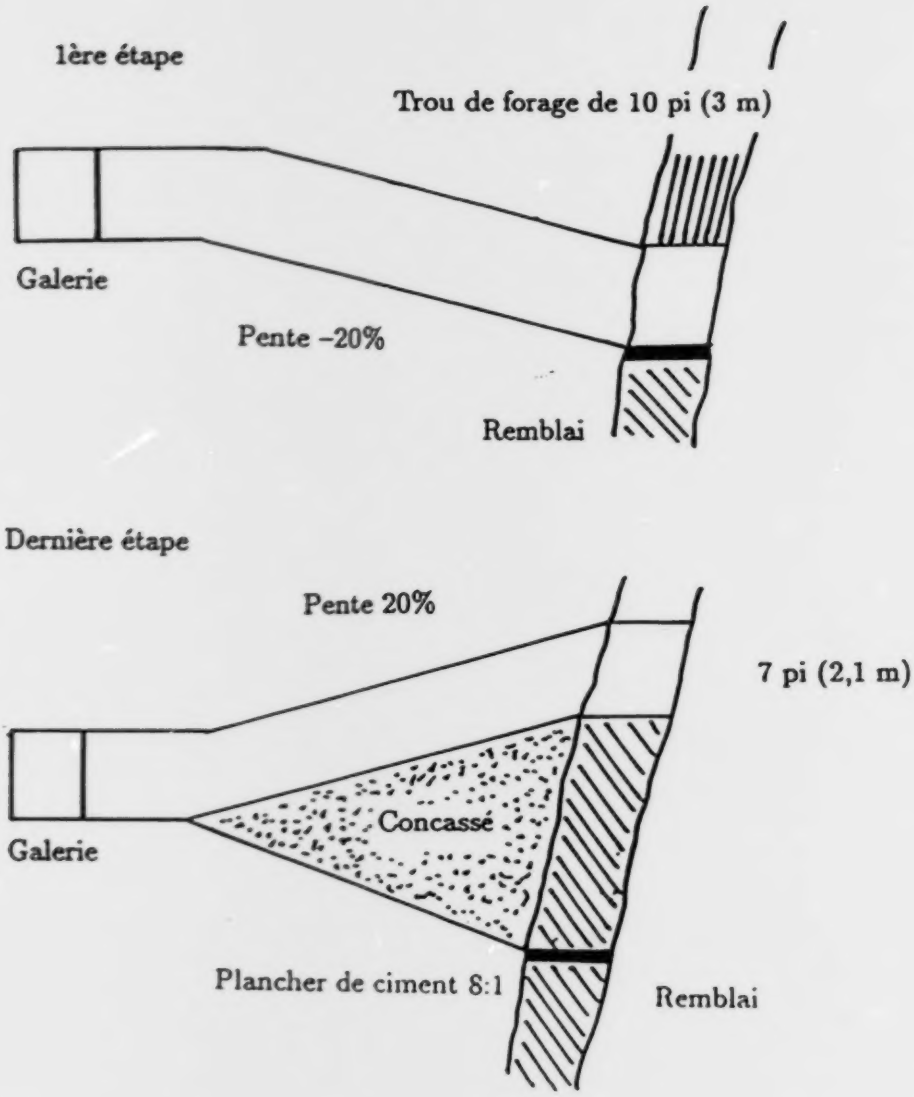
Système de transport et de hissage:

Tout le minerai et le stérile sont présentement acheminés au puits B-3 à partir des trémies de chargement situées dans les chantiers. Des intervalles de 200 pi (61 m) séparent les niveaux. La roche est par la suite transférée au puits C-1 via le niveau 2 300 pi (700 m), puis hissée en surface.

Le puits C-1 débute en surface et se rend jusqu'au niveau 2 300 pi (700 m). Le puits B-3, situé à 3 500 pi (1 070 m) à l'est du précédent, fut foncé à partir du niveau 2 300 pi (700 m) jusqu'au niveau 4 900 pi (1 490 m). À cette élévation, une galerie hori-

FIGURE 2.1

Accès aux chantiers mécanisés tel que pratiqué à la mine Con.



zontale passe directement sous le puits C–1 où le puits d'exploration C–2 fut foncé jusqu'à une profondeur de 5 575 pi (1 700 m).

Les 3 puits possèdent environ les mêmes dimensions, soient 16 pi (4,9 m) x 6,5 pi (2 m), pour 3 compartiments dont deux contiennent le skip et la cage en contrepoids, et le troisième les échelles et les services.

Le puits C–2 n'est plus en opération. Son treuil fut échangé avec celui du puits B–3. Tous les treuils utilisent des moteurs bobinés fonctionnant au courant alternatif. Leurs caractéristiques sont présentées au tableau suivant (tels qu'installés présentement).

TABLEAU 2.1
Caractéristiques des treuils utilisés à la mine Con.

PUITS	TREUIL	TAMBOURS		HP	TPM	PERFORMANCE		CÂBLE
		NB	TYPE			V(pi/min)	W (tc)	po
C - 1	Nordberg	2	96x80	800	600	1200	4,5	1,5
C - 2	Ingersoll	2	48x36	200	900	1120	2,5	7/8
B - 3	Ingersoll	2	72x58	450	720	1400	3,0	1,0

Au niveau 4 900 pi (1 490 m), les travaux de chantier se déroulent présentement à 4 500 pi (1 370 m) du puits B–3. Le minerai doit parcourir 8 000 pi (2 440 m) horizontalement puis 5 000 pi (1 525 m) verticalement avant de parvenir au concentrateur.

Le nouveau puits (Robertson) dont le fonçage a débuté en 1973, possède une profondeur de 5 800 pi (1 770 m) et des dimensions de 9 pi (2,7 m) par 25 pi (7,6 m). Un treuil à friction a permis d'accroître la production de la mine à 650 tc/j (590 t/j). Le puits possède des élargissements à tous les 400 pi (120 m) afin de permettre le fonçage des développements futurs. Les stations principales sont situées aux niveaux 3 500 pi (1 070 m), 4 500 pi (1 370 m) et à tous les 200 pi (61 m) sous ce dernier niveau (à la rédaction de cet article – 1976 – le puits atteignait une profondeur de 4 500 pi (1 370 m)).

Le transport du minerai entre le chevalement et le concentrateur sera effectué à l'aide de camions.

La plupart des niveaux au–dessus du niveau 4 500 pi (1 370 m) ne communiquent pas avec le puits Robertson. Les réserves ne justifient pas la réalisation de tels travaux de développement. Le réseaux des puits B–3 / C–1 demeurera en opération afin de permettre l'extraction du minerai sur les niveaux supérieurs et d'y maintenir les services.

Le transport à l'intérieur de la mine est réalisé préférablement à l'aide de wagons Wabi Granby de 74 pi^3 (2,1 m^3). Des wagons à déverse manuelle sont utilisés lorsque l'accès à certaines régions est difficile. Des locomotives de modèles variant de la Clayton de 8 tc (7,3 t) à une Mancha de 2 tc (1,8 t) sont utilisées, mais on retrouve principalement des Titans de 4 tc (3,6 t). Toutes utilisent des batteries et sont rechargées près des recettes du puits. Les rails sont de 30 lb (13,6 Kg) et 40 lb (18,1 Kg) et certains de 60 lb (27,2 Kg) au pied sont utilisés dans les régions où l'usure est prononcée.

Coûts:

Les coûts se répartissent ainsi:

TABLEAU 2.2

Répartition, par activité, des coûts de minage à la mine Con.

OPÉRATION	POURCENTAGE
Forage d'exploration	4,7
Développement	3,7
Minage	15,4
Hissage et transport	19,9
Minéralurgie	14,7
Dépenses générales	24,4
Autre	17,2
Total	100,0

Les travaux miniers impliquent beaucoup de personnel. Les coûts de main-d'oeuvre correspondent à 55% des coûts totaux, incluant les salaires et bénéfices marginaux.

3. MINE DOME.

Cette mine fit l'objet de 3 publications techniques écrites par le même auteur. Celles–ci datent d'octobre 1936, janvier 1986 et février 1981.

La production de cette mine d'or localisée à Timmins en Ontario est de 2 700 t/j. Dome Mines Ltd en est l'opérateur.

Géologie:

La puissance du gisement varie de 10 m à 40 m. Cependant une région étroite, composée de veines de quartz, possède une puissance variant de quelques centimètres à près de 6 m. Leur pente est d'environ 65°.

Méthodes de minage:

Les activités de minage sont principalement concentrées dans la zone où la minéralisation est puissante. Les techniques utilisées sont le minage par sous–niveaux (sublevel blasthole) et la coupe et remblai mécanisée.

En 1975, la compagnie fut dans l'impossibilité de recruter du personnel qua- lifié pour opérer par chambre magasin et dut interrompre l'utilisation de cette méthode. Des essais de minage utilisant les techniques de sautage en vrac à l'aide de sous–niveaux (sublevel blasthole), avoca et de la méthode de minage par double sautage (resuing) furent entrepris. Les discussions entreprises entre Dome et des manufacturiers d'équipements ont mené au développement d'une chargeuse navette électrique télécommandée de modèle Jarvis Clark et à l'utilisation du microscoop d'Équipement Minier.

La chambre magasin était la méthode utilisée avant 1975 pour le minage des chantiers étroits. Lors de la recherche d'une nouvelle méthode de minage, la méthode par coupe et remblai fut considérée, mais son utilisation est limitée à des gisements à forte teneur. L'augmentation des coûts d'opération et la diminution de la productivité ne permettait pas l'utilisation d'une telle méthode dans les chantiers à teneur moyenne ou faible.

Sautage en vrac à l'aide de sous–niveaux:

Cette technique de minage s'avéra une alternative à la chambre magasin. Elle possède un haut niveau de sélectivité. Cette technique fut mise à l'épreuve dans le chantier 954 entre les niveaux 850 (260 m) et 1 000 pi (300 m). Ce chantier fut

préalablement miné par chambre magasin dans les années 1940 et interrompu dû au fait que la teneur extraite était inférieure à la teneur de coupure au concentrateur, soit 7,2 g/t Au.

Chantier 954:

La puissance de la veine fluctuait de quelques centimètres jusqu'à 1 m, sur une longueur de 130 m. Son pendage varie de 45° à 65°. Des sous-niveaux et des forages de longs trous, utilisés pour la définition de la minéralisation, furent pratiqués à des intervalles de 15 m en suivant la veine. Une ouverture fut réalisée au bout du chantier, utilisant une technique de cheminée forée et dynamitée par le haut. La galerie de raclage, avec 6 points de soutirage, fut localisée au niveau 1 000. L'espacement des points est de 13 m centre à centre. Leurs dimensions sont de 2,7 m par 3,7 m (en coupe). La galerie déjà existante, réalisée lors de travaux antérieurs, fut convertie en sous-cavage.

Des essais de forage et sautage ont été réalisés afin d'optimiser le fardeau et l'espacement entre les trous de 51 mm de diamètre. Ces travaux ont démontré qu'un fardeau de 1,3 m donnerait une fragmentation adéquate. Le patron de forage consiste en 3 rangées de trous parallèles. Afin de prévenir la déviation, la longueur maximale des trous est limitée à 9 m. La largeur de minage pour ce chantier fut établie à 1,5 m.

Le minerai est sauté par tranches verticales. L'amex II et le powermex 300 sont sélectionnés pour leur caractéristiques respectives.

Une chargeuse navette diesel Wagner de 1,5 m^3 fut choisie pour charger le minerai directement dans des wagon Granby de 2,4 m^3. 19 680 t furent extraites, donnant une productivité de 15,5 t/h-p. La chambre magasin donnait un total de 14,5 t/h-p. La teneur moyenne recupérée est de 5,76 g/t Au, alors que la teneur en place était de 8,06 g/t, ce qui donne une sélectivité de 72%.

Chantier 2903:

Le chantier 2 903 fit également partie des travaux d'essais visant à évaluer les performances de la méthode de sautage en vrac. Ce deuxième site, situé entre les niveaux 3 650 pi (1 110 m) et 3 900 pi (1 190 m), fut sélectionné afin d'étudier l'incidence créée par des conditions de contraintes élevées en massif et par une distance accrue entre les épontes. La puissance moyenne de cette veine à 60° de pendage était de 0,5 m.

Le bloc de minerai mesurait 83 m de longueur et 70 m de hauteur. Les sous-niveaux étaient espacés de 17 m. Une galerie de raclage reliée à 5 points de soutirage fut établie dans l'éponte supérieure du niveau 3 900 pi. Les patrons de forage et sautage furent similaires à ceux du chantier 954. L'éponte supérieure était soutenue à l'aide de

câbles d'ancrage à partir des sous-niveaux de forage. Leur longueur variait de 6 m à 10 m et étaient posés à des intervalles de 2,4 m.

Une chargeuse électrique Wagner de 2,9 m^3 servait au halage en chantier. Une production de 4 400 t/mois fut réalisée, mais la dilution fut importante. L'éponte supérieure devint instable. Le minage fut interrompu suite à une augmentation de la dilution.

Les résultats de cette analyse ont permis de conclure que la méthode de sautage en vrac (sublevel blasthole) est une méthode viable lorsque la roche des épontes est suffisammant résistante. Elle est cependant limitée par les paramètres suivants:

- Les longs chantiers doivent être en mesure de demeurer ouverts sans nécessiter le recours à un soutènement élaboré;

- Elle n'est pas aussi sélective que la chambre magasin dans les cas où les veines sont discontinues;

- Une dilution importante est générée lorsque les épontes sont peu résistantes et lorsque les pressions de terrains sont importantes.

Un troisième essai fut entrepris dans des chantiers exploités par coupe et remblai. Avant l'introduction du microscoop en 1984, le cavo 310 d'Atlas Copco était utilisé afin d'évacuer la roche des veines de puissance supérieure à 1,25 pi (0,4 m), alors que les racloirs de 0,9 m (11,2 KW) étaient utilisés dans les veines plus étroites. Le cavo offre un avantage important, à savoir une plus grande mobilité sur une plus grande distance (80 m), réduisant ainsi le nombre de points de soutirage dans chaque chantier. Sa largeur constitue son principal inconvénient. Les chantiers doivent être ouverts jusqu'à 2,4 m, afin de permettre le dégagement nécessaire (0,3 m) aux déplacements de chaque côté de l'équipement. Pour une veine de 1,5 m de puissance, une telle ouverture représente une sélectivité de 63%. Bien que les racloirs donnent une forte sélectivité, leur production est faible lorsque la longueur de raclage exède 30 m. Afin de compléter le chargement de la roche, il est nécessaire de nettoyer le chantier à la main, ce qui augmente considérablement les coûts de main-d'oeuvre.

Le microscoop CT 500 HE d'Équipement Minier de France mesure 0,8 m de largeur et est propulsé par un moteur électrique à 3 phases. Teledyne Canada Ltd est l'agent autorisé pour la vente du microscoop. Le tambour permet le bobinage d'un câble de type no. 8, d'une longueur de 85 m. La distance de halage peut être accrue à 170 m en utilisant un point de virage central. L'articulation double du microscoop lui donne un haut degré de stabilité. L'articulation verticale, variable de 15°, lui permet des déplacements sur des terrains inégaux. L'articulation horizontale de 36° lui confère une bonne manoeuvrabilité.

Chantier 1 081 no.6:

L'équipement fut mis à l'épreuve dans le chantier 1081 no.6. Ce dernier fut antérieurement miné par coupe et remblai en utilisant des racloirs de 11,2 KW. Après un essai de 3 mois, le microscoop fut acheté et des plans furent établis, afin de se procurer des unités supplémentaires pour équiper les autres veines étroites.

La productivité moyenne du microscoop est de 56 t/h–p comparativement à 25,7 t/h–p pour les racloirs. Les opérateurs ont démontré une forte préférence pour le microscoop. Les travaux manuels et le nettoyage intensif des chantiers ont considérablement diminués. Le microscoop a présenté une grande manoeuvrabilité dans les régions sinueuses du chantier. Une étude de temps fut réalisée afin d'en déterminer la productivité. Les résultats sont présentés aux tableaux 3.1 et 3.2.

TABLEAU 3.1

Temps de cycle des microscoops utilisés à la mine Dome.

DESCRIPTION	PERFORMANCES
Temps de chargement moyen	0,68 min
Temps de vidange moyen	0,15 min
Facteur de remplissage du godet	0,85
Temps de travail effectif / heure	50 min
Tonnes / godet chargé	0,458

TABLEAU 3.2

Production horaire des microscoops en fonction de la distance de halage.

DISTANCE DE HALAGE (m)	TONNES PAR HEURE
15	12,3
25	11,3
35	10,4
45	9,8
55	9,3

L'étude estime qu'il faudrait 2 racloirs électriques de 14,9 KW afin d'exploiter un chantier de 230 m de longueur. Elle a présenté un net avantage en faveur du microscoop (tableau 3.3 et 3.4). Présentement, 4 unités sont en opération dans des chantiers de

coupe et remblai et 1 unité est employée dans le développement de sous–niveaux. La disponibilité mécanique des 5 unités est de 90%.

TABLEAU 3.3

Sélectivité comparative de certains équipements de halage en chantier.

PUISSANCE DE LA VEINE	ÉQUIPEMENT			
	JC 100E	Cavo 310	CT 500 HE	Racloir 0,9 m
0,4	22	18	38	35
0,6	34	25	57	50
0,8	45	34	73	67
1,0	56	43	92	82
1,2	66	50	100	97
1,4	77	60	100	100
1,6	88	68	100	100
1,8	100	76	100	100
2,0	100	85	100	100

TABLEAU 3.4

Comparaison économique entre les racloirs et les mini–chargeuses.
(Base de référence: coût d'investissement total des racloirs égale 100.)

DESCRIPTION	RACLOIR	MINI CHARGEUSE
DÉBOURSÉS DE PRÉ–OPÉRATION		
Achat de l'équipement	16	37
Coûts miniers de développement	84	44
Coût d'investissement total	100	81
COÛTS D'OPÉRATION ANNUEL		
Main–d'oeuvre	38	18
Entretien	2	5
Travaux miniers (chutes, ...)	29	17
Total des coûts d'opération	69	37

Méthode Avoca:

Cette méthode est une forme de sous–niveau retraitant (sub–level retreat) utilisant un remblai sec. Elle fut choisie comme une alternative pour le minage des veines étroites dans des épontes peu résistantes. Cependant, lors de l'essai sur le terrain, un remblai hydraulique a été utilisé car la quantité de roche produite par les travaux de développement ne suffisait pas à combler la demande de matériaux de remblayage. De plus, le développement de l'infrastructure pour le transport de cette roche stérile aurait été coûteux. Cette méthode de minage nécessitait l'utilisation d'équipements de chargement télécommandés. Bien que de tels équipements diésels étaient disponibles, leur besoin en ventilation était considérable.

Au début des années 1970, Dome et Jarvis Clark avaient été les pionniers du développement des chargeuses navettes de 0,76 m^3. Il était dont normal de convertir le JS 100E à la télécommande.

Le chantier 1839 2/3 fut choisi pour tester la méthode avoca modifiée. Ce chantier avait été préalablement miné par coupe et remblai conventionnelle. La pente de la veine était de 50° et sa puissance moyenne de 2 m. La section exploitée mesurait 60 m. La chambre fut élargie à 2,5 m afin de procéder au forage mécanisé et au transport du minerai.

Des tranches de 7,7 m de hauteur furent réalisées à l'aide de trous de 51 mm de diamètre. Les trous étaient disposés en éventail, inclinés à 65° vers la cheminée d'ouverture. Le fardeau était de 1,3 m. L'équipe de forage réalisait une moyenne de 50 m/h–p, utilisant une perforatrice Secan S 36, montée sur un chariot auto–propulsé de marque Boart.

Les sections sautées avaient 20 m de longueur. La télécommande permettait de charger le minerai dans des chantiers dont les murs n'étaient pas soutenus sur une grande distance. Les coûts prohibitifs d'écaillage et de main–d'oeuvre furent ainsi considérablement réduits.

La méthode Avoca modifiée a permis d'atteindre une productivité de 11,4 t/h–p. Le facteur de forage était de 1,81 t/m foré et le facteur poudre de 0,84 Kg/t.

Bien que les résultats soient positifs, des problèmes sont apparus au niveau du remblayage. La barricade de retenue coulait et ne permettait pas un drainage adéquat. Le nettoyage des fuites occasionnait l'arrêt des travaux. Afin de pallier à ce problème, des clôtures conventionnelles furent utilisées et le remplissage des chantiers fut exécuté en 2 étapes.

Cette méthode de minage est toujours en opération dans certaines veines étroites. La plupart des problèmes initialement rencontrés ont été corrigés. Cependant, les chargeuses de 0,76 m^3 ne sont pas suffisamment puissantes pour charger dans des piles compactées et une unité de plus grande puissance est présentement envisagée pour régler ce problème.

Méthode de minage à double sautage (resuing):

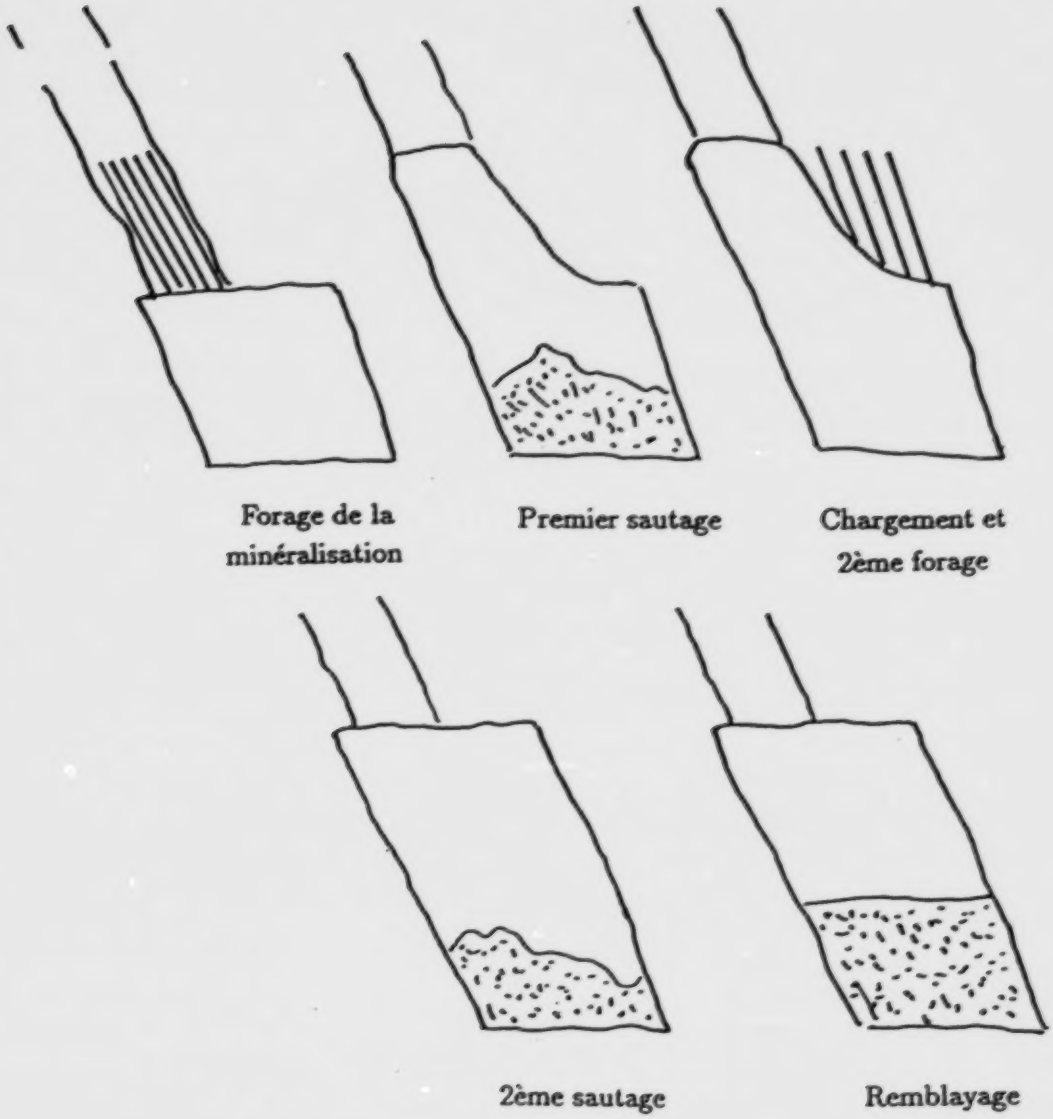
Cette méthode est utilisée dans de nombreuses mines, afin de récupérer de façon sélective les veines étroites. Par le passé, cette méthode était peu productive. L'introduction de nouvelles technologies lui a donné un nouvel intérêt. Le chantier 1 802 no.1 a servi à tester cette méthode. Ce chantier était autrefois miné à l'aide de foreuses pneumatiques sur pied et de racloirs. À mesure que le minage progressait, les chutes se détérioraient. Le minage fut interrompu parce qu'il était impossible d'établir de nouvelles chutes.

En 1973, le chantier fut remis en opération à l'aide de la méthode de minage à double sautage. Le chantier fut élargi à 2,6 m en prenant des tranches à l'éponte inférieure (figure 3.1). Un plancher composé d'un mélange remblai:ciment de 6:1 fut coulé afin de permettre le roulement des chargeuses navettes. Le minage fut réalisé par tranches ascendantes de 2,3 m de hauteur. Un chariot de type Joy, supportant 2 foreuses, servait à forer des trous de 2,43 m vers le haut. Les trous étaient inclinés de 65^o vers le front de sautage. Le fardeau était de 1,06 m. Quatre trous étaient forés par rangée. Le sautage était complété en 2 étapes. Une largeur de 1 m était forée dans le stérile de l'éponte inférieure.

Le chantier était sauté en 2 étapes, afin de procurer la sélectivité désirée. Les trous étaient amorcés au fond, puis chargés de façon pneumatique à l'aide d'ANFO. Après le premier sautage, le plafond et les murs étaient écaillés et boulonnés afin de procéder au chargement du minerai. Une chargeuse électrique de 0,76 m^3 fut utilisée. Des baies furent aménagées à tous les 60 m, afin de permettre aux chargeuses de changer de direction, pour une distance totale de halage de 120 m. Après le chargement, la partie forée de l'éponte inférieure était sautée puis on procédait au remblayage de la tranche.

Cette méthode de minage n'a pas donné de résultats satisfaisants. La productivité obtenue était de 6,72 t/h–p et était affectée par des chutes prématurées de roche de l'éponte inférieure. Le premier sautage endommageait les trous forés dans l'éponte inférieure, rendant difficile leur nettoyage et chargement. Ces inconvénients interrompaient la séquence de minage et augmentaient la dilution.

FIGURE 3.1
Minage à 2 sautages (resuing) utilisé à la mine Dome.



Le facteur de forage était de 1,08 t/m et le facteur poudre de 0,70 Kg/t. La teneur moyenne de la roche extraite était de 6,17 g/t Au. Lorqu'on compare ces résultats à ceux de la méthode traditionnelle de coupe et remblai (7,54 g/t), cela represente une sélectivité de 82%. La largeur moyenne de 2 m de la veine a favorablement affectée la sélectivité.

Conclusion:

La direction de Dome est d'avis qu'il y a des gains à réaliser par le développement de nouvelles idées et équipements. Dans un effort pour améliorer la productivité dans les veines étroites, Dome poursuit présentement des recherches dans les domaines suivants:

- essai d'un mélangeur à remblai Tailspinner de Joy afin de produire un remblai sec;

- Introduction de foreuses électriques–hydrauliques sur chariot, afin de remplacer les perforatrices pneumatiques sur pied ou sur béquille présentement utilisées;

- Conception d'une méthode alternative de minage, afin de réaliser simultanément le développement et le minage des chantiers.

4. MINE FOREST HILL.

Cette mine est la propriété de Westminer Canada et est située dans le comté de Guysborough en Nouvelle–Écosse. Elle est localisée à 155 Km à l'est de Gays River, où se trouve le concentrateur.

Présentement, la mine en est encore au stade de l'exploration. La production est de 150 t/j. Le transport du minerai jusqu'au concentrateur est réalisé par camions.

Géologie:

La minéralisation de Forest Hill est principalement composée de veines de quartz contenant un minerai d'or. Les veines sinueuses ont une plongée variant de 60° à 85°. La puissance des veines varie de 0,03 à 0,50 m. On observe un important boudinage des veines. La minéralisation est déformée et entrecoupée de fractures.

Développements:

70% du minerai extrait provient des travaux de développement. Les 30% restants proviennent des différents chantiers.

Le forage des galeries de développement est réalisé à l'aide de marteaux pneumatiques. Des chargeuses Eimco sur rail, des racloirs et des miniscoops JCI 50M de 0,5 vg^3 sont utilisés pour le chargement et le transport du minerai et des stériles. Avant l'introduction des miniscoops, les principales ouvertures souterraines étaient de 2,4 m par 2,4 m. Le transport en galerie était réalisé sur rail, ce qui créait un haut taux de dilution. Les miniscoops furent introduits, afin de réduire la largeur des galeries à 1,4 m.

On retrouve, à l'est du puits Teasdale, une rampe de 4 m par 4 m qui fut foncée à l'aide de jumbos et de chargeuses ST 5. Elle permet d'accéder à un réseau de veines situées à 15 m sous la surface. Les galeries furent foncées à l'aide de miniscoops.

Méthode conventionnellement utilisée:

Les 3 premiers chantiers développés possédaient des galeries sur rail de 2,4 m par 2,4 m dans la direction de la zone minéralisée. Des monteries étaient foncées à tous les 65 m, afin de confirmer la présence de la minéralisation. Elles servaient également de passage d'homme. La minéralisation possédait une puissance de 1,4 m. Le premier des 3 chantiers (longueur de 100 m) fut exploité par chambre magasin charpentée. Les chutes en bois et les travaux de boisage furent aménagés, après que le toit du chantier fut sauté, à l'aide de trous verticaux. La largeur moyenne de ce chantier, après la

première tranche, était de 1,8 m à 2,1 m. Cette largeur était causée par la présence d'un schiste dans l'éponte supérieure. La roche brisait et ne pouvait être soutenue, même avec des boulons d'ancrage. Le minerai est exploité à l'aide de trous verticaux réalisés par des foreuses pneumatiques sur pied. Une fois la roche sautée, elle est raclée jusqu'aux chutes. Des wagons Granby de 1,75 t servent au transport jusqu'à la chute à minerai.

Résultats de la méthode conventionnelle:

Deux paramètres ont permis le contrôle de la largeur des chantiers; le forage et sautage d'une part, le sous–cavage des chantiers d'autre part.

Le tableau 4.1 décrit la relation théorique entre la largeur de la chambre exploitée et la teneur récupérée. On observe une réduction dramatique de la teneur en fonction de l'accroissement de la largeur du chantier. En faisant varier la largeur du chantier de 0,5 m à 1,0 m, la teneur moyenne passe de 20 g/t à 12 g/t. Ce déclin de la teneur se poursuit lorsque la dimension latérale du chantier s'accroît.

TABLEAU 4.1

Variation de la teneur en fonction de la largeur de l'ouverture.

OUVERTURE THÉORIQUE (Mètres)	TENEUR (g/tonne)
0,1	100
0,25	40
0,5	20
1,0	12
1,5	8
2,0	7
2,5	5
3,0	3

Le contrôle des techniques de forage et sautage a permis de minimiser les dommages occasionnés aux parois des chantiers. Les techniques qui ont présenté un certain succès sont: le forage de précision, l'utilisation de Xactex pour un pré–découpage du chantier et le forage périmétrique.

Dans le cas de l'utilisation d'un sous–cavage, le chantier 'A' était développé à partir d'une galerie sur rails de 2,4 m par 2,4 m. Cette largeur excessive rendait pratiquement impossible la réduction de la largeur du chantier à 1,4 m, tel que désiré. Il en résultait alors une dilution excessive du minerai. L'utilisation de sous–niveaux et de racloirs a permis de réduire la largeur à 1,4 m à l'exception des régions où des glissements majeurs du mur se produisaient. Les dirigeants de Forest Hill ont également observé qu'il serait possible de réduire davantage la largeur des chantiers par une réduction accrue de la largeur des sous–niveaux. Ceci fut réalisé à l'aide de racloirs munis de godets de 0,8 m. La roche était acheminée aux chutes ou à des points de soutirage. Des chargeuses de plus grande dimension ou des galeries sur rails permettaient le halage ultérieur.

Exploitation actuelle des chantiers:

Différentes méthodes de minage furent analysées, soient: la chambre magasin conventionnelle, la chambre magasin charpentée, la chambre magasin avec points de soutirage, longs–trous à partir de sous–niveaux, coupe et remblai et méthode à double sautage (resuing).

La chambre magasin conventionnelle présente des coûts de développement qui sont faibles. C'est une technique très efficace pour des gisements de faible hauteur avec une compétence moyenne de la roche. Tous les chantiers à l'exception d'un seul avaient des hauteurs variant de 2 m à 15 m. La productivité obtenue dans ces chantiers était de l'ordre de 4 à 6 t/h–p, selon la largeur du chantier. Les chantiers minés à l'aide de cette technique possédaient une largeur variant de 0,6 m à 2,4 m.

Une largeur de 0,6 m fut réalisée lorsque les épontes offraient une bonne tenue. Les trous verticaux vers le haut furent forés en quinconce, avec des trous de 32 mm espacés de 0,23 m centre à centre. Les trous furent chargés à l'aide de cilgel 70% de 25 mm et sautés à l'aide de nonel à longs délais.

La chambre magasin charpentée présente des coûts de développement très élevés. Cette méthode est limitée à des zones de 2 m et plus de largeur et un développement vertical important. La productivité de cette méthode est similaire à celle de la chambre magasin conventionnelle.

La chambre magasin à l'aide de points de soutirage présente une productivité 2 à 3 fois supérieure à celle de la méthode conventionnelle. Une plus grande productivité fut réalisée dans les points de soutirage grâce à:

- un plus haut taux de chargement dans les points de soutirage à l'aide du mini-scoop, comparativement aux racloirs,

- l'élimination des travaux de soutènement, requis dans la méthode conventionnelle.

Le tableau 4.2 présente une comparaison des coûts de minage entre la méthode conventionnelle et celle utilisant des points de soutirage, en fonction de la hauteur de la zone minéralisée. Pour un chantier miné à l'aide de points de soutirage ayant plus de 16 m de hauteur, les coûts par tonne deviennent inférieurs à ceux obtenus à l'aide de la méthode conventionnelle. Cette hauteur minimale est due au besoin accrû de préparation des chantiers.

TABLEAU 4.2

Comparaison économique entre 2 variantes de la méthode par chambre magasin, en fonction de la hauteur de la veine.

HAUTEUR DE LA VEINE (Mètres)	COÛT ($/Tonne)	
	AVEC POINTS DE SOUTIRAGE	SANS POINTS DE SOUTIRAGE
5	151	104
10	113	101
15	102	100
20	96	103
25	92	101
30	88	101

Le minage de longs–trous à partir de sous–niveaux ne fut pas utilisé, car il est peu flexible et offre une moins bonne sélectivité. Cependant une meilleure connaissance des conditions de terrain et de la continuité de la minéralisation offre une possibilité pour l'application future de cette méthode. Elle fut utilisée pour exploiter un pilier de sole. La largeur de cette excavation était planifiée à 0,5 m.

La méthode a aussi été utilisée afin d'exploiter la minéralisation située à proximité de la rampe, près de la surface. Cette zone de 90 m de longueur et de 15 m de hauteur fut forée à partir de la surface, sur une largeur de 2,5 m. L'éponte supérieure était constituée de matériaux argileux plongeant à 80° sous l'horizontale. Le succès de la récupération de cette zone était lié à la possibilité de réduire le dommage causé à l'éponte supérieure. Une technique de pré–découpage fut pratiquée à l'aide de Xactex. Elle permit de minimiser les dommages à l'éponte et ainsi limiter la dilution. Le mi-

nerai fut récupéré à l'aide de racloirs qui acheminaient le minerai jusqu'à un point de soutirage. Le minerai était par la suite halé à l'aide d'un miniscoop jusqu'à une baie de chargement où des ST-5 le transportait vers la surface. La productivité atteinte était de 39 t/h-p.

La coupe et remblai est envisagée pour le minage futur, mais n'est pas économique à l'heure actuelle.

La méthode à double sautage (resuing) fut examinée. Son succès dépend en partie de la résistance de la roche dans les chantiers. Les conditions à Forest Hill ne favorisent pas cette méthode. Les dirigeants de Forest Hill estiment que cette technique offrirait de faibles productivités et des retards majeurs, suite aux problèmes de contrôle du massif rocheux. Cette technique n'est pas envisagée dans un avenir prochain.

Racloirs vs miniscoops:

Les coûts de mise en valeur obtenus à l'aide des racloirs est comparable à celui des miniscoops. Cependant les miniscoops offrent les avantages suivants:

- une plus haute productivité,

- l'élimination du chargement et du nettoyage du front à la main,

- les racloirs requièrent des installations fixes et ne sont pas flexibles dans les veines sinueuses ou repliées.

Cependant, les miniscoops n'ont pas éliminé l'utilisation des racloirs. Ceux-ci présentent des avantages dans des applications particulières, tels que:

- creusage de sous-niveaux à partir de monteries,

- travail dans des endroits difficiles à ventiler,

- opération d'un chantier de type chambre magasin.

Transport du minerai et du stérile:

Les miniscoops chargent les wagons Granby de 1,75 t en montant sur une sorte de talus permettant de déverser dans les wagons. Les miniscoops se sont avérés très efficaces sur des distances de halage atteignant 100 m des points de chargement. Pour des distances de halage inférieures à 50 m, une chargeuse combinée à 2 wagons permet le transport d'une quarantaine de tonnes (ou 2 volées de roche) par poste de travail. Un plus haut degré de productivité peut être atteint en halant le minerai jusque dans une baie intermédiaire. Un bon opérateur peut haler 90 tonnes par poste de 8 heures

sur une distance de halage de 40 m (aller simple). Le tableau 4.3 présente la production atteinte à l'aide d'un miniscoop en fonction de la distance de halage.

TABLEAU 4.3
Production des JCI 50M en fonction de la distance de halage.

DISTANCE DE HALAGE (Mètres)	PRODUCTION HORAIRE
10	16,0
20	14,0
30	12,0
40	10,5
50	9,3
60	8,0
70	7,5

Depuis l'introduction du miniscoop, 3 200 m de galeries étroites furent réalisés, soit une production de 40 000 t. Le halage à l'aide du miniscoop représente 66% de la production, alors que le transport sur rail représente 18% et les racloirs 16%.

Les travaux souterrains sont réalisés à l'aide d'un système mixte de transport sur voie et sur pneu, afin d'explorer et de développer le système de veines. Les miniscoops ont favorisé le développement de galeries à la moitié du coût de celles réalisées sur rail. Les galeries sur rails et les travers-bancs de 2,4 m par 2,4 m servent de voies principales de halage. Des locomotives et des wagons Granby de 1,75 t permettent le transport du minerai et du stérile provenant des zones d'exploration et de production de la mine jusqu'à la chute à minerai.

Conclusion:

Les miniscoops ont permis de réduire la dimension des galeries et des chantiers, par le fait même réduisant la dilution. Il fut ainsi possible d'accroître la teneur et réduire les coûts généraux de minage.

Cet équipement rend possible l'exploitation sécuritaire et efficace des veines étroites.

Jusqu'à présent, treize des seize chantiers furent exploités à l'aide des miniscoops, que ce soit lors du développement ou à la phase de production.

5. MINE GOLDEN PATRICIA.

Cette mine est située à 40 Km du lac Pickle, dans le nord de l'Ontario. Elle est la propriété de Bond Gold Canada Inc.

La mine fut mise en production en octobre 1988 et devrait produire 60 000 ozt (1,87 t) d'or par année. On retrouve 100 personnes sur le site. Les employés suivent un horaire de 14 jours de travail consécutifs, suivis de 14 jours de repos. Le transport aérien permet d'accéder à la propriété.

Géologie:

Le gisement contient des réserves de 367 650 t à 20,5 g/t (0,6 ozt/tc). Des réserves possibles additionnelles de 336 000 t à 15,5 g/t d'or sont également présentes. La vie minimale de la mine est estimée à 5 ans.

Le gisement est composé essentiellement de veines étroites de quartz de 0,5 m de puissance, situées dans une zone de faille qui s'étend sur une longueur de 6 Km. Deux rampes espacées de 1 Km, dont l'une sert uniquement à la ventilation, donnent accès à la minéralisation dans la zone où les travaux d'exploitation se déroulent.

Minage:

À date, 3 chantiers ont été minés par chambre magasin. Les conditions de terrain étaient très bonnes. Deux des plus gros chantiers présents sur les niveaux supérieurs sont presque totalement minés. L'expérience acquise au cours de l'exploitation permet de miner des chantiers de plus en plus étroits.

Bond espère minimiser la dilution en faisant une surveillance étroite de la largeur des chantiers minés et de la teneur du minerai. La méthode de minage utilisée est la chambre magasin ouverte (open stope shrinkage). Le minerai est chargé à l'aide de 5 chargeuses navettes JCI 250 à propulsion diésel. Le minerai est chargé dans des camions diésels de 11,3 t, puis halé jusqu'à la surface.

Coûts:

L'investissement nécessaire afin de mettre la mine et le concentrateur en opération fut de 35M $. La production est de 250 t/j.

Les coûts d'opération à la mine Golden Patricia pour le mois de décembre 1988 furent de 269 US$ par once. Les objectifs poursuivis par Bond sont de ramener ces coûts au niveau de 250 US$ l'once.

6. MINE KETZA.

Cette mine est située au centre du Territoire du Yukon, à 70 Km au sud de Ross River. Sa production est de 320 t/j, soit 1 552 Kg Au par année.

À une production de 385 t/j, suffisamment de minerai serait produit afin de pallier aux interruptions d'approvisionnement du concentrateur.

Géologie:

Les réserves actuelles sont évaluées à 230 000 – 250 000 tc (208 700 – 226 800 t) titrant 0,383 ozt/tc (13,1 g/t) Au, ce qui est nettement inférieur aux 460 000 tc (417 300 t) à 0,45 ozt/tc (15,4 g/t) qui avaient été prédites.

Développements:

Le gisement est accédé par 3 galeries à flanc de coteau, une à l'élévation 1 550 m, utilisée strictement pour la ventilation et comme accès secondaire à l'extrémité supérieure de la zone Ridge. Une deuxième, située au niveau 1 510 m, constitue le principal niveau de halage et conduit à la rampe. La dernière galerie est située au niveau 1 450 m. C'est la galerie inférieure.

La rampe reliant les niveaux 1 510 et 1 450 est située sur le flanc ouest de la portion supérieure du gisement Peel. À partir de ce dernier niveau, une chute conduit au niveau 1 430 m où le minerai est chargé et halé sur une distance de 400 m avant d'arriver au concentrateur.

Minage:

Trois méthodes de minage sont utilisées à Ketza. L'avance de galeries suivie d'un remblayage, et la méthode par coupe et remblai sont celles qui prédominent. La méthode par chambre charpentée est utilisée au besoin dans les zones où la puissance du gisement est plus importante. La minéralisation atteint à certains endroits une largeur de 20 m.

Le minerai est foré, sauté, chargé à l'aide de chargeuses navettes de 2 vg^3 ou de racloirs, puis acheminé à une chute. Les oxydes composant la minéralisation présentent un aspect de boue compactée, permettant pratiquement le creusage du front de travail à l'aide des chargeuses. Le forage et le sautage ne sont pas très élaborés et sont réalisés à faibles coûts. Le forage est très espacé – 12 trous par volée de 3,5 m par 4 m. Une volée forée à l'aide de jumbos ou de perforatrices pneumatiques est généralement achevée en une quinzaine de minutes.

Les galeries sont remblayées à l'aide de remblai non cimenté (roche cassée provenant d'un talus situé à proximité). Un soutènement sommaire et un peu de grillage sont nécessaires.

Coûts:

L'étude de faisabilité fut réalisée à la mine, mais révisée par la firme d'experts conseils Wright Engineers Ltd de Vancouver, CB. Cette procédure a permis de réduire l'importance des coûts reliés à une telle étude. Elle est basée sur des réserves de 460 000 t à 15,3 g/t Au, considérant les paramètres suivants: une teneur de coupure de 4 g/t Au, 20% de dilution à une teneur zero et 90% d'extraction.

L'étude de faisabilité prédit un coût de minage de 71,29 $/t. Le retour sur investissement est prévu sur une période de 1,8 année. Les coûts d'opération sont estimés à 129,18$ par tonne de minerai miné. Cela conduit à un coût estimé de 300C$ (219US$) l'once ou 389C$, capital inclu.

Le point mort économique (break–even) de l'or au cours de la vie des réserves est de 425C$, à un taux d'intérêt de 10%.

Le Northern Miner du 26 décembre 1988 mentionne que Ketza fut l'objet d'une erreur majeure dans l'évaluation de ses réserves, et d'une sous–évaluation du facteur de dilution. 40 000 ozt (1 240 Kg) à un coût de 360C$ devraient être produites au cours de l'année 1989.

Les coûts de développement furent de 6M$ plus élevés qu'initialement prévus. La mine opère par coupe et remblai.

7. MINE LUPIN.

Cette mine, propriété de Echo Bay, est située à quelques 250 mi (400 Km) au nord de Yellowknife, dans les Territoires du Nord–Ouest. Cette mine a produit 1 100 000 ozt (34,2 t) d'or depuis ses débuts. Les réserves actuelles, prouvées et probables, sont de 3,4 Mtc (3,1 Mt) à 0,33 ozt/tc (11,5 g/t) d'or. Le ratio Ag:Au est de 1:7.

Lupin compte environ 440 employés, dont 200 d'entre eux sont présents en tout temps sur le site. Ceux–ci travaillent selon un horaire de 14 jours sur le site et 14 autres à l'extérieur. Ils travaillent 7 jours par semaine, 12 heures par jour.

Géologie:

Le contact entre la formation ferrifère (minéralisation) et les roches environnantes est bien défini. L'or apparait principalement dans la zone des sulfures, riche en fer. La largeur des travaux de minage est déterminée à partir d'un échantillonnage et d'une coupure de 0,15 ozt/tc (5,1 g/t) d'or.

La formation ferrifère varie en puissance de 5 pi (1,5 m) à 65 pi (20 m). La forme en 'Z' de la minéralisation (en plan) définit 3 zones: est, centre et ouest. Les régions centre et ouest pendent entre 75° et 90° vers l'est. La longueur totale des 3 zones suivant leur direction est de plus de 2 000 pi (610 m). La profondeur de la minéralisation est confirmée jusqu'à 2 130 pi (650 m), mais ouverte en profondeur. La zone centrale est la plus large et celle située à l'ouest est la plus mince, d'une puissance moyenne de 5 pi (1,5 m). L'éponte inférieure est composée de quartzite, très fracturée. L'éponte supérieure est formée de phyllite. Dans la zone ouest, les épontes sont inversées par rapport aux autres zones.

Le minerai est constitué d'amphibolite, de feldspath, de quartz, d'un peu de grenat, de pyrrhotite, d'arsénopyrite, d'un peu de pyrite et de chalcopyrite.

Le pergélisol qu'on retrouve dans cette région du Canada est présent jusqu'à une profondeur de 1 940 pi (590 m) sous la surface.

Développements:

L'avancement des ouvrages est réalisé à l'aide de 3 chariots perforateurs à 2 flèches. Les galeries avancées dans le minerai ont des dimensions de 13 pi (4 m) par 11 pi (3,4 m) et celles dans le stérile ont 15 pi (4,6 m) de largeur par 11,5 pi (3,5 m) de hauteur. Dans la zone ouest, où les veines sont étroites (moyenne de 5 pi (1,5 m) de puissance), 2 chariots à une flèche foncent dans le minerai des galeries de 10 pi (3 m) de

hauteur par 6,5 pi (2 m) de largeur. Des équipements plus étroits sont utilisés dans la zone ouest, afin de ne pas excéder la largeur de la minéralisation. Ceci permet d'éviter les décrochements d'épontes. Les travaux de mise en valeur ont permis d'ouvrir 7 500 pi (2 290 m) de galeries de petite dimension et 18 700 pi (5 700 m) de galeries de dimension régulière et de rampe.

Une fois la galerie de développement avancée dans le minerai sur la longueur du bloc à exploiter, des trous de définition espacés de 16,5 pi (5 m) sont forés de chaque côté de la galerie. Suite à l'analyse des données, la galerie est élargie jusqu'aux épontes. Les limites sont établies en tenant compte d'une teneur de coupure de 0,15 ozt/tc (5,1 g/t) et de la géométrie du chantier. Les tailles sont réalisées à l'aide de chariots perforateurs électriques–hydrauliques.

Le chargement et le transport sont réalisés à l'aide de chargeuses navettes diesels de 6 vg^3 (4,5 m^3). Le transport sur de longues distances est effectué à l'aide de camions diesels de 26 tc (23,6 t). Dans la zone ouest où la minéralisation est plus étroite, des chargeuses de 2 vg^3 (1,5 m^3) sont utilisées.

Minage:

La méthode de minage par sautage de longues mines à partir de sous–niveaux retraitants est la technique présentement utilisée dans les 3 zones de la mine. Le pendage prononcé de la minéralisation et la bonne tenue des épontes permettent de réaliser de grandes ouvertures sans nécessiter le moindre soutènement. Dans la zone ouest, l'abattage par chambre vide utilise de plus petits équipements. Autrefois, cette zone était minée par chambre magasin.

La méthode de forage à l'aide de la plateforme alimak (décrite plus haut) fut expérimentée et donna les résultats espérés.

Le minage à Lupin est mécanisé et des équipements sur pneus sont utilisés.

Les sous–niveaux sont avancés dans la direction du minerai, à un intervalle vertical de 65 pi (20 m). Les limites de minage sont alors définies pour un bloc de 260 pi (79 m) de hauteur et les sous–niveaux sont élargis jusqu'aux limites de la minéralisation. Dans la zone ouest, le sous-niveau est déjà ouvert à la largeur de la puissance de la minéralisation. Une attention particulière est apportée, afin de ne pas abîmer les épontes et ainsi créer des décrochements. Un niveau sur quatre est pourvu d'une galerie de halage, située dans l'éponte inférieure, où des points de chargement sont foncés à tous les 43 pi (13 m) le long de la veine.

Dans les zones est et centre, des monteries de front de taille relient les niveaux entre eux. Leur fonçage est conventionnel ou par cheminée ouverte, à l'aide de foreuses à

long trous. Des foreuses longs–trous électriques–hydrauliques forent des trous de 2,5 po (64 mm) de diamètre d'un sous–niveau à l'autre. Des trous vers le haut et le bas peuvent être pratiqués.

Dans la zone étroite située à l'ouest, les procédures sont les mêmes que celles pratiquées dans les autres zones. Cependant les ouvertures et les équipements sont plus petits (trous de 2 po (51 mm)). La méthode de chambre vide nécessite moins de main–d'oeuvre et est moins cyclique que la méthode des monteries utilisée auparavant. Un plus haut niveau de productivité est également atteint. Des améliorations sont cependant nécessaires, car cette méthode est récente à Lupin. Les trous sont présentement réalisés sur un patron 2:3. La longueur des trous est de 33–39 pi (10–12 m) et ils sont forés sur une distance correspondant à la moitié de celle séparant 2 sous–niveaux. Les trous sont vers le haut et le bas. Les trous de 2 sous–niveaux consécutifs se recoupent quelque peu. En limitant ainsi la longueur des trous, on réduit leur déviation. Le tonnage moyen par pied de forage est de 0,7.

La roche sautée est chargée aux points de soutirage, puis halée jusqu'à la chute à minerai. Les mêmes équipements sont utilisés pour le transport de la roche provenant des chantiers ou des développements de galeries.

Tous les sous–niveaux d'un bloc sont exploités au même rythme, à l'exception du plus bas qui est retraité légèrement plus rapidement que les autres. Le front de retrait est conservé le plus vertical possible, afin de minimiser le temps pendant lequel le chantier demeure ouvert. Plus la période d'opération d'un chantier est longue, plus les problèmes de dilution dû à la détérioration des épontes sont importants. Des piliers sont parfois laissés dans les régions où la compétence du roc ne semble pas suffisante. Présentement, aucun remblayage n'est pratiqué à la mine, mais il deviendra nécessaire sous le niveau 2 130, c'est-à-dire sous la zone de pergélisol.

La minéralisation possède une résistance en compression uniaxiale de 39 000 psi (270 MPa), alors que le stérile en possède une de 23 000 psi (160 MPa). Peu de problèmes quant à la tenue des parois ont été rencontrés. À mesure que les travaux se poursuivent sous le niveau 1 080 pi (330 m), la roche est plus fissurée et il faut poser des boulons d'ancrage. À date, peu de travaux de soutènement nécessitant du grillage ont été nécessaires. On note cependant des problèmes plus aigus, à mesure que les travaux progressent en profondeur et à l'extérieur du pergélisol.

Services:

Il fut possible de doubler la production suite à l'expansion du concentrateur réalisée en 1983 et à l'amélioration des opérations de minage et de concentration.

Un treuil ASEA à 2 tambours de 1 200 HP (900 KW) sert au hissage de 2 skips de 8 tc (7,3 t) à vidange par le fond. La vitesse de hissage est de 1 500 pi (460 m) à la minute. La cage de service est située sous l'un des 2 skips.

Le puits est composé de 4 compartiments. L'un d'eux est équipé d'un skip, un autre d'une combinaison skip–cage, un sert pour les services et est utilisé comme passage d'homme, et le dernier sert à l'approfondissement du puits. Le puits est présentement complété jusqu'à 2 525 pi (770 m) sous la surface. Deux systèmes de manipulation du minerai et du stérile sont utilisés. Le système situé dans la partie supérieure de la mine dessert 3 niveaux principaux espacés les uns des autres de 260 pi (79 m). Cette partie de la mine est presqu'entièrement exploitée, sauf en ce qui concerne les piliers de sole et de couronne, et quelques parties des zones est et ouest.

Quatre niveaux principaux de halage sont situés au–dessus du réseau de transport du minerai et du stérile sis dans la partie inférieure de la mine. Les chutes à minerai et à stérile communiquent chacune avec un silo situé au–dessus d'un concasseur à mâchoires de 36 po (0,9 m) par 48 po (1,2 m). La roche est par la suite acheminée à des trémies situées près du puits. Ce réseau de transport du minerai et du stérile est similaire à celui situé dans la partie supérieure de la mine, excepté qu'il faut acheminer la roche du concasseur au puits à l'aide d'un convoyeur d'une longueur de 755 pi (230 m).

La rampe est inclinée de 15% et décrit une hélice. Sa dimension est de 16,5 pi (5 m) de largeur par 11 pi (3,4 m) de hauteur. Elle débute en surface et se rend au niveau 2 130 pi (650 m). La rampe est avancée au fur et à mesure que le puits est approfondi.

Ventilation:

L'air est acheminé sous terre grâce à une ouverture circulaire de 10 pi (3 m) de diamètre, qui débute en surface et s'enfonce jusqu'au niveau 1 080 pi (330 m). À cette élévation, une monterie de 6 pi (1,8 m) par 6 pi (1,8 m) prolonge cette voie jusqu'au niveau 2 130 pi (650 m). Cette dernière sera élargie à une dimension de 13 pi (4 m) par 13 pi (4 m). Un ventilateur axial de 6,5 pi (2 m) de diamètre et d'une puissance de 300 HP (225 KW) fournit un débit d'air de 200 000 pcm (5 660 m^3/mn). Une cheminée, également de 13 pi (4 m) par 13 pi (4 m), sera complétée afin d'évacuer l'air vicié. Des ventilateurs axiaux de 42 po (1,1 m) sont utilisés sous terre. L'air est évacué via la rampe, les chantiers ouverts et la cheminée d'air vicié.

Le chauffage de l'air est réalisé grâce au transfert de l'énergie calorifique produite par les équipements diésels, la roche, les équipements électriques et le sautage. Les besoins accrus en air vont nécessiter un système de chauffage en surface au cours des prochaines années.

Saumure utilisée pour le forage:

Les conditions de forage dans le pergélisol imposent l'utilisation d'une saumure afin d'éviter la possibilité de gel. La station de mélande du chlorure de sodium et de l'eau est située à proximité du collet du puits. Deux réservoirs en fibre de verre de 2 900 gallons impériaux (13 050 l) chacun servent à préparer la saumure. Le chlorure de calcium a été remplacé par le chlorure de sodium, plus économique. Le mélange est composé de 7,5% poids de NaCl et son point de congélation est de 23°F (–5°C).

On tente de minimiser le contact entre la saumure et les équipements de forage. Les phénomènes de corrosion sont très importants. On essaie aussi de récupérer la saumure, en la pompant à partir des niveaux vers la surface.

Air comprimé:

Deux compresseurs Ingersoll Rand de 2 600 pcm (74 m^3/mn) fournissent l'air comprimé requis.

Entretien:

L'entretien est réalisé dans des ateliers spécifiques, mais est également pratiqué in–situ. Les réparations, l'entretien, la réhabilitation et certaines constructions d'équipements souterrains sont les principaux travaux réalisés par ce groupe. On procède également à un entretien préventif. Cela permet de réparer et remplacer les pièces avant qu'elles ne se brisent et endommagent ainsi d'autres composantes. L'entretien est décentralisé et opère efficacement.

L'entretien préventif est fondé sur les régistres historiques, les temps d'opération, la vie des pièces, les recommandations des manufacturiers et la planification générale.

Entrepôt:

L'entrepôt est muni d'un système informatique lui permettant de connaître en tout temps l'inventaire des pièces. Les carences sont automatiquement l'objet d'avis recommandant l'achat.

Coûts:

Les travaux de construction débutèrent en 1980. La mise en production a coûté 135 millions de dollars canadiens. La production initialement prévue était de 950 tc/j (860 t/j) mais fut portée à 1 850 tc/j (1 680 t/j) en 1983. La teneur à l'entrée du concentrateur est de 0,30 ozt/tc (10,3 g/t). La récupération à l'usine est de 95%. Le coût moyen de production était de 182 US$ l'once d'or en 1987.

8. MINE PAMOUR # 1.

Cette mine est située à 12 mi (19 Km) au nord–est de Timmins, en Ontario. Elle est la propriété de la compagnie Giant Yellowknife.

Géologie:

Dans la région ouest du gisement, les veines pendent entre 80° et 90°.

Minage:

Cette zone est minée par chambre magasin et occasionnellement on procède à des coupes et remblai utilisant un remblai sec.

Dans la zone est, un deuxième ensemble de veines qui pendent entre 30° et 50° possèdent des puissances variant de quelques pouces (cm) à près de 10 pi (3 m). Dû à leur faible pente, elle sont minées par chamble ouverte et dans les cas où les épontes sont peu résistantes, par chambre magasin avec sous–niveaux.

Minage mécanisé:

En 1971, une chargeuse navette de 1vg^3 (0,76 m^3) fut introduite afin de réaliser des essais. La région choisie pour l'expérimentation était la veine 64. Celle–ci s'étendait entre les niveaux 1 200 pi (365 m) et 1 400 pi (430 m), à un pendage de 45° à 50°, sur une longueur de 650 pi (200 m). Trois blocs de minerai y furent délimités soient le #1 de 7 500 tc (6 800 t) à 0,32 ozt/tc (11 g/t), le #2 de 19 000 tc (17 240 t) à 0,16 ozt/tc (5,5 g/t) et le #3 de 15 000 tc (13 600 t) à 0,2 ozt/tc (6,9 g/t). L'éponte supérieure imposait un soutènement à intervalles réguliers pour les blocs #2 et #3. La chambre magasin par sous–niveaux fut initialement choisie. Les sous–niveaux étaient situés à tous les 40 pi (12 m). Une chute à minerai était prévue au centre des blocs #2 et #3. C'est durant l'évaluation des coûts de cette zone, qui aurait normalement dû être abattue par chambre magasin et raclée à une chute centrale, qu'une chargeuse navette de 1 vg^3 (0,76 m^3) fut introduite. Les racloirs ne permettaient pas une exploitation économique du bloc #1 et une chargeuse navette devait être introduite afin de transporter le minerai de l'extrémité est jusqu'à la cheminée à minerai. Les racloirs utilisés avant l'introduction de la chargeuse avaient des puissances variant de 15 HP (11,3 KW) à 25 HP (18,9 KW), actionnant des godets de 48 po (1,2 m) de largeur. Le développement du chantier était réalisé jusqu'à 100 pi (30 m) de chaque côté de la cheminée centrale, limite de raclage simple.

Le minage à l'aide de chargeuses nécessitait une rampe d'accès entre les blocs #2 et #3. Elle fut réalisée dans du minerai marginal. La rampe et les sous–niveaux avaient

des dimensions de 8 pi (2,4 m) par 8 pi (2,4 m) et une pente de 20%. Il fut rapidement observé que la chargeuse ne pouvait transporter du minerai à une telle inclinaison.

Depuis sa mise en opération, la chargeuse a fourni de bonnes performances, mais ce n'est que lors de son introduction dans le bloc #1 que sa souplesse a pleinement été appréciée. La veine du sous–niveau 4 se prolongeait bien au–delà de celle du sous–niveau 3, puisqu'elle revenait sur elle–même, formant ainsi un dôme. Dû à l'horizontalité de la veine, combiné au manque de développement près du minerai, il était impossible de réaliser des sondages. La décision fut prise de retourner dans le sous–niveau 3 puis de passer derrière le chantier en espérant recouper la veine. Celle–ci fut localisée à 6 pi (1,8 m) de l'endroit où le minage s'était initialement interrompu. Les réserves furent ainsi augmentées d'une quantité initiale de 41 500 tc (37 650 t) à 0,20 ozt/tc (6,9 g/t) jusqu'à un nouveau total de 81 000 tc (73 480 t) à 0,18 ozt/tc (6,2 g/t).

La productivité atteinte à l'aide des racloirs est de 6 tc (5,4 t) par homme-poste dans les terrains difficiles, mais la moyenne est de 16 tc/h–p (14,5 t/h–p). Les LHD donnent un rendement de 45 tc/h–p (40,8 t/h–p).

Résultats:

Les coûts de manipulation d'une tonne courte de minerai sont de 1,28$ (1975) pour un déplacement moyen de 65 pi (20 m) à l'aide d'un racloir. La chargeuse coûte 1,03 $/tc (1,14 $/t) pour un déplacement de 650 pi (200 m). La distance optimale pour une chargeuse de 1 vg^3 (0,76 m^3) est de 300 pi (91 m). La production journalière d'une chargeuse est de 13 tc/h (11,8 t/h), comparativement à 4 tc/h (3,6 t/h) pour les racloirs.

Une autre chargeuse fut introduite afin de récupérer des piliers dans des veines étroites. Le succès fut comparable. Sa production était de 1 000 (910) à 5 000 tc/mois (4 540 t/mois). Depuis sa mise en opération, il n'y a pas eu d'épuisement des réserves dans cette zone.

L'avancement de la rampe est le seul travail supplémentaire requis lors de l'utilisation du LHD, comparativement à la méthode utilisant des racloirs.

Disponibilité des chargeuses:

La disponibilité des équipements en veines étroites était de 65–70%, et légèrement supérieure en chantier. Au cours de l'année 1974, cette disponibilité s'est maintenue à 80% (jamais inférieure à 79%). Ceci résulte de l'introduction de primes au rendement basées sur la disponibilité des équipements.

Entretien:

L'introduction de la chargeuse navette ne s'est pas réalisée sans problèmes, le principal étant l'entretien. Ce dernier doit être réalisé dans les chantiers. Cependant l'introduction d'un boni basé sur la disponibilité de l'équipement aida à en accroître la disponibilité. La chargeuse est prise en main par les mécaniciens, indépendamment de la volonté de l'opérateur. Le service régulier a lieu à toutes les 100 heures. La coopération du surintendant sous–terre est essentielle. Cette forme d'entretien a permis de maintenir la disponibilité à 90% en 1975.

Conclusions:

Les conclusions concernant les chargeuses sont: réduction des coûts, augmentation de la productivité, de la flexibilité et de la sécurité. Le mineur a le loisir de suivre la veine à volonté. En février 1975, une cinquième unité de 1 vg^3 (0,76 m^3) a été reçue. Présentement, 40% des veines étroites sont exploitées à l'aide de chargeuses navettes.

9. MINE PAMOUR PORCUPINE # 3.

Cette mine (Aunor) produit 697 tc/j (630 t/j) (1974) à 0,15 ozt/tc (5,1 g/t). Elle est la propriété de Giant Yellowknife et est située dans la région de Timmins, en Ontario.

Géologie:

La minéralisation se présente comme une série de veines de quartz sub–parallèles, irrégulières, liées et parfois discontinues, de puissance variant de quelques pouces (cm) à près de 10 pi (3 m) en largeur.

Le calcul des réserves est réalisé sur une base de largeur de chantier de 6 pi (1,8 m) et une dilution additionnelle de 30% à 50% est ajoutée à cela.

Minage:

La mine Pamour #3 est formée d'un complexe de chantiers, permettant d'exploiter simultanément l'ensemble des veines parallèles. Une équipe de travail opérant dans les chantiers de ce complexe est constituée de 5 à 10 hommes sur chaque poste. La plupart d'entre eux sont familiers avec toutes les séquences de minage et les équipements associés. Pour exploiter ce complexe, une galerie de halage est foncée le long de la zone. La distance optimale séparant les niveaux est de 250 pi (76 m). Des cheminées de ventilation sont forées entre des niveaux consécutifs, à des intervalles de 400 pi (120 m). Un sous–niveau, à 35 pi (11 m) au–dessus du niveau, ouvre la veine sur sa longueur. Des points de soutirage sont installés à tous les 200 pi (61 m). Cette distance fut retenue, puisque la perte d'une chute ne réduit pas la productivité: les 400 pi (120 m) séparant les deux chutes voisines permettent de poursuivre l'exploitation en conservant la performance maximale des chargeuses 911, celles–ci étant conçues pour un halage de 200 pi (61 m).

Le minage est réalisé en 4 phases: forage, sautage et soutènement, chargement, transport. La productivité est de 18 tc/h–p (16,3 t/h–p).

Certaines modifications ont été apportées à la méthode de minage. En convertissant du forage horizontal au forage vertical des tranches, les conditions de terrain se sont immédiatement améliorées et plusieurs chantiers exploités par chambre charpentée ont été convertis en coupe et remblai. Le remblai autrefois sec est maintenant hydraulique, ce qui a également contribué à améliorer les conditions de terrain.

Forage:

Le forage vertical vers le haut est préféré aux autres techniques de forage. Il est réalisé à l'aide de chariots perforateurs conçus et assemblés à l'atelier de la mine. Le dernier modèle est un véhicule monté sur 3 roues, propulsé par un moteur à l'air. Chaque chariot transporte 3 foreuses GD–93 montées sur des glissières réversibles en aluminium. Des trous de 12 pi (3,7 m) de longueur sont forés à l'aide de tiges de 4 pi (1,2 m). Un centralisateur en acier de 7/8 po (22 mm) est attaché à l'extrémité de la glissière. Pour une opération optimale de la foreuse, une distance libre de 9,5 pi (2,9 m) est nécessaire entre la sole et le toit de la galerie.

Cette technique permet une productivité de forage pouvant atteindre 600 pi/h–p (544 t/h–p). Le patron de forage varie en fonction de la largeur de la veine. La pratique actuelle produit 0,29 tc/pi foré (0,86 t/m foré).

Sautage:

Le facteur poudre est de 1,7 lb/tc (0,85 Kg/t). Les résultats obtenus par la méthode de minage à double sautage (resuing) ont généralement été insatisfaisants. Des problèmes de supervision ont contribué à en faire un échec. À Aunor, dû aux conditions de terrain, la pratique du minage à double sautage impliquait que les trous soient réalisés dans l'éponte inférieure. Lorsque pratiqué dans l'éponte supérieure, le premier sautage faisait tomber une partie de celle–ci, ce qui bloquait alors les trous restants. Même lorsque les trous étaient pratiqués dans l'éponte inférieure, le second sautage avait pour effet de créer des conditions de terrain encore plus mauvaises que n'aurait pu le faire un seul sautage.

Chargement et transport:

Une des modifications les plus importantes de la nouvelle technique de minage est l'introduction des chargeuses navettes Eimco 911 de 1 vg^3 (0,76 m^3). Sa dimension, sa souplesse et sa productivité en ont fait une unité essentielle pour la poursuite économique de l'opération dans des veines étroites et irrégulières.

La chargeuse mesure seulement 49 po (1,2 m) de largeur, ce qui permet d'ouvrir une vraie largeur de 5,5 pi (1,7 m) dans des zones inclinées à 60°. Elle fonctionne adéquatement sur un plancher remblayé hydrauliquement, bien qu'elle ait tendance à le creuser quelque peu. La chargeuse permet aussi d'empiler les gros blocs pour le sautage secondaire. Grâce à sa souplesse, elle peut être utilisée à plusieurs fins dans les chantiers (déplacer des équipements, fournitures...).

Six unités Eimco 911 produisent présentement 85% du minerai. La disponibilité est de 89%, dont 66% est utilisée. La performance globale dans le complexe

de chantiers est de 22,2 tc/h (20,1 t/h). Le coût des pneus est de 0,08 $/tc (0,09 $/t), le coût du matériel d'entretien est de 0,41 $/tc (0,45 $/t), les coûts de main–d'oeuvre pour l'entretien sont de 0,19 $/tc (0,21 $/t) et les coûts d'opération sont de 0,31 $/tc (0,34$/t). Le total est de 0,98 $/tc (1,09 $/t) (1975).

Conditions de terrain:

Dans la plupart des zones, il est nécessaire de procéder au soutènement du toit et de l'éponte supérieure à l'aide de boulons de 6,5 pi (2 m) de longueur et de 5/8 po (16 mm) de diamètre. Ce mode de contrôle est suffisant.

Remblai:

La mine utilise uniquement du sable comme remblai. Ce dernier est transporté hydrauliquement au chantier. Le coût du ciment dans le remblai est de 0,24 $/tc (0,27 $/t). L'utilisation des résidus du concentrateur ne s'est pas avéré satisfaisant, à cause de problèmes de percolation.

Services:

Il existe 3 puits; le puits #1 va de la surface au niveau de transfert 2 900. Il est utilisé strictement pour hisser du minerai. Le puits #2, Delnite, va de la surface au niveau 2 900, mais sert pour les services et le transport des stériles. Le puits #3 s'étend du niveau 2 900 jusqu'au 5 250. La plus grande part de la production provient des niveaux entre le 3 000 et le 4 000, avec quelques récupérations de piliers effectuées entre les niveaux 2 300 et 2 900. La distance de halage au niveau 2 900 entre les puits #1 et #3 est de 5 000 pi (1 520 m).

PARTIE II : MINES ÉTRANGÈRES

10. MINE KELLGUANI.

Cette mine d'étain bolivienne est située à 15 Km au nord de La Paz. Les formations 'mantos' affleurent jusqu'à une élévation de 5 000 m. La Compania Minera Kellguani S.A. qui exploite cette mine est une filiale d'Empresa Minera Unificada S.A. (EMUSA). 300 t/j sont traitées au concentrateur.

Minéralisation:

Le terme manto est utilisé pour les gisements stratifiés développés presqu'horizontalement.

L'étain présent dans le gisement se retrouve à la fois sous forme de veines et de mantos. Les premières études remontent à 1966–1968. 730 m de travers–bancs et 1 063 m de niveaux, sous–niveaux et de monteries furent foncés.

Les fractures les mieux développées et minéralisées sont pratiquement parallèles à la direction des mantos (300°) et fréquemment perpendiculaires à leur pendage. Ces fractures ont entre 0,01 m et 0,05 m de puissance, espacées de 0,10 m à 0,40 m. La plupart sont discontinues et de direction variable. Cependant, elles apparaissent zonées et ne sont pas distribuées uniformément à travers les mantos.

La mise en valeur d'un de ces mantos devrait procurer 295 000 tc (267 620 t) de minerai et s'étaler sur 2,7 années. Les réserves développées atteindraient près de 1,3 Mtc (1,2 Mt).

Développement:

Les travaux de développement sont réalisés à l'aide d'équipements sur pneus. Le minage sera effectué à l'aide d'équipements sur pneus et de racloirs.

Trois niveaux sont partiellement complétés, soient les 0, 60 et 150. Il est prévu de développer une section du manto #1 sur une longueur de 220 m et une hauteur de 150 m. Cela sera réalisé par l'extension des trois niveaux et le fonçage d'une galerie au niveau 105. Des sous–niveaux seront développés à des espacements verticaux de 15 m (12 au total). Il seront rattachés à l'aide d'une galerie en zig–zag d'une pente de 15%. Les niveaux auront des dimensions de 5 m de largeur par 3,5 m de hauteur.

Les niveaux 150 et 0 seront reliés par une cheminée inclinée à 55°, de 175 m de longueur et d'une dimension de 1,5 m par 1,5 m. Elle permettra le passage des blocs de roche de moins de 200 mm de diamètre.

Le développement sera réalisé à l'aide d'un jumbo à une flèche de modèle Eimco ATH–15, opérant 2 postes par jour. Celui–ci permettra de forer 2 volées de 160 tc/j (145 t/j). La roche sautée sera transportée à l'aide de chargeuses navettes Eimco 915 de 5 vg^3 (3,8 m^3).

Minage:

L'abattage sera initié au niveau le plus haut. Il se fera par sous–niveaux. Des essais ont démontré que 50% de la roche brisée tombera sur les sous–niveaux. Cette roche sera halée à l'aide des chargeuses navettes. Le reste sera extrait des chantiers à l'aide de racloirs. Le minerai au–dessus du niveau 150 sera déversé le long du flanc de la montagne jusque sur une plateforme située au portail du niveau 150. Le minerai sera par la suite transporté à l'aide de LHD jusqu'à la chute à minerai située sur ce niveau.

Des piliers de 3 m de largeur seront laissés à des espacements variant de 30 m à 50 m.

Services:

Le concasseur primaire sera installé au niveau 0, au bas de la chute à minerai. Le minerai de -4 po (–102 mm) sera transporté jusqu'au concentrateur à l'aide d'un convoyeur installé au niveau 0. Celui–ci est composé de 3 sections de 550 m de longueur et d'une largeur de 24 po (0,61 m).

11. MINE DE LEUCAMP.

Deux méthodes de minages ont été testées dans les filons minces de la mine de Leucamp, située à Cantal en France. Ces essais furent réalisées en 1983.

Ces méthode sont:

- À l'aide d'un brise–roche, réaliser un abattage sélectif en tranches auto–remblayées;

- Abattage par sous–niveaux étroits et chambres vides et déblayage à l'aide d'un microscoop.

Préparation du gisement:

La minéralisation est constituée de filons distants d'une dizaine de mètres. Ils sont composés de wolframite et de scheelite dans une matrice de quartz. Leur puissance varie de 0,1 m à 0,7 m la moyenne étant de 0,35 m. Les épontes, constituées de micaschiste, ont une bonne tenue à l'ouverture. On retrouve une mince couche de tourmaline entre les épontes et la minéralisation. Ces 2 facteurs permettent d'abattre facilement les filons, dont la roche a tendance à voler en éclat sous impact. Cela rend possible le choix d'une méthode de minage sélective.

La faible puissance des veines impliquait qu'une préconcentration du minerai serait nécessaire afin de réduire l'apport de stérile qui rendrait son exploitation non économique.

Le BRGM décida donc d'entreprendre des études afin de développer des méthodes plus sélectives. Il procéda donc au développement de chantiers pilotes. Les 2 méthodes citées plus haut furent évaluées.

Tranches montantes auto–remblayées avec abattage au brise–roche hydraulique (BRH):

Quatre étapes sont à réaliser (figure 11.1):

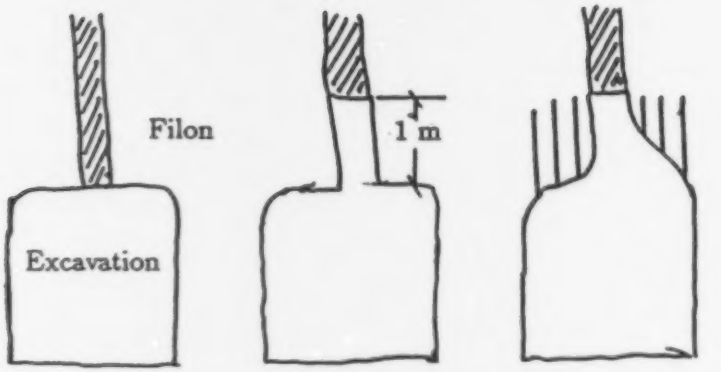
- Abattage du filon au toit à l'aide d'un BRH. La roche des tranches de 1 m de hauteur serait reçue au vol dans le godet d'une chargeuse;

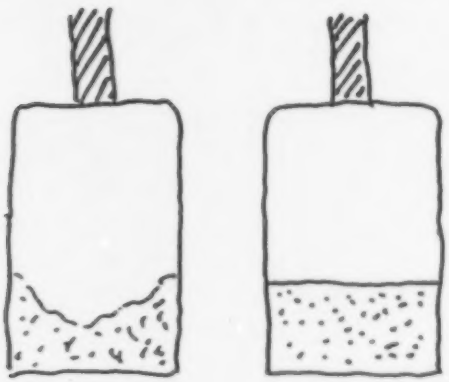
- Ouverture de la tranche en abattant le schiste au BRH et en poursuivant par une purge provisoire;

- Sautage du schiste pour redéfinir la nouvelle tranche;

- Purge définitive et nivellement du remblai.

FIGURE 11.1
Minage à l'aide du brise roche hydraulique, utilisé
à la mine de Leucamp.





Les 2 premières étapes alternent généralement après le chargement de chaque godet, tandis que les dernières se font après l'abattage du quartz de toute la tranche.

Lors du minage à l'aide du BRH, on a intérêt à maintenir la minéralisation au milieu de la couronne, afin de simplifier l'abattage et d'obtenir une meilleure tenue du toit entre les 2 étapes intermédiaires.

L'essai en chantier a démontré que l'abattage du quartz par tranches de 1 m était envisageable. Des pertes inférieures à 5% et une faible dilution furent notées. Le toit doit cependant faire l'objet de beaucoup d'attention. On remarque également que la tenue des épontes est définitivement meilleure que dans le cas où la tranche est abattue à l'aide d'explosifs.

L'équipement utilisé est un BRH 125 de Montabert (250 Kg), monté à l'extrémité d'un bras télescopique, lui-même porté par un mini-pantofore.

Le quartz était abattu directement dans le godet d'une chargeuse-navette CT 2500 d'Équipement Minier (1,5 m^3), alors que le schiste tombait au sol.

L'abattage du quartz dans un réceptacle à minerai avec reprise par un microscoop CT 500 HE a également été essayé, mais n'a pas donné des résultats satisfaisants.

L'abattage a été effectué sur 3 tranches de 35 m de longueur et 0,95 m de hauteur. La puissance variait de 0,35 m à 0,8 m, pour une moyenne de 0,5 m. Le rendement de la méthode, pour 3 demi-postes, fut de 12 godets d'environ 2,25 t. Le temps de cycle total, hors incidents, était de 41 minutes.

Sous-niveaux étroits avec chargement par microscoop:

Cette méthode en 2 phases est une méthode conventionnelle de minage en sous-niveaux (figure 11.2). On retrouve:

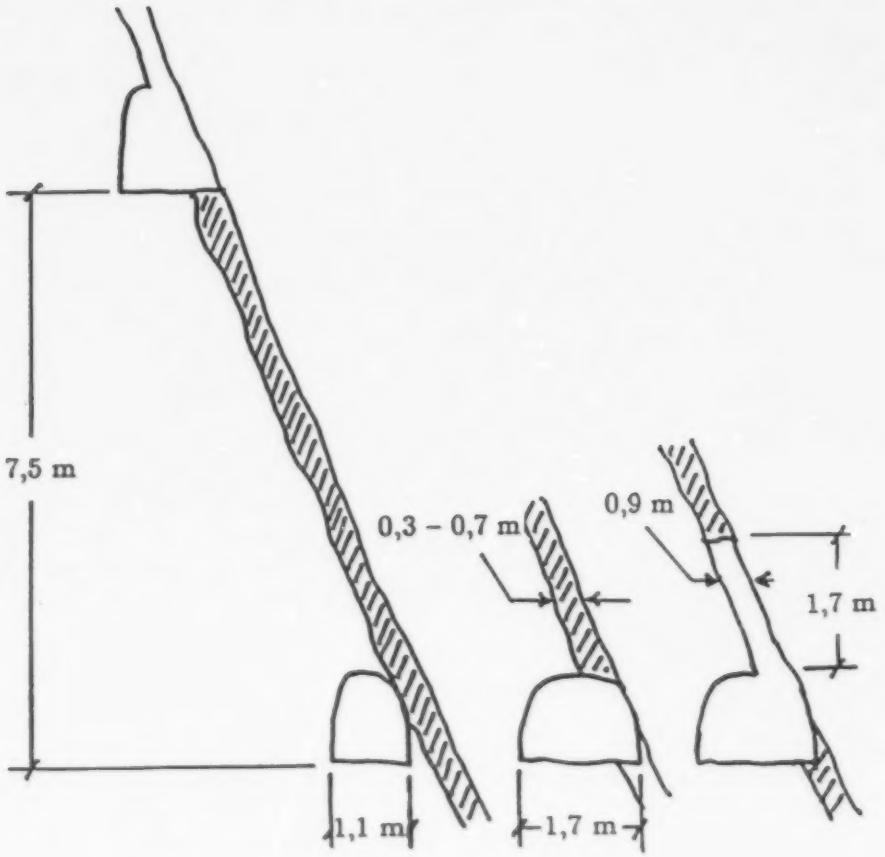
- Phase A: Fonçage de sous-niveaux à intervalles de 7,5 m. Afin de contenir la dilution du quartz, cette phase est séparée en 2 étapes: initialement, on réalise une volée de 1,10 m de largeur dans le stérile, qui est évacué du site. Par la suite, on abat le filon au toit de la volée stérile (dans ce chantier, sur une puissance moyenne de 0,60 m).

- Phase B: dépilage du stot entre les sous-niveaux à l'aide de trous verticaux, en laissant des piliers pour minimiser la dilution. Le dépilage est fait en 3 tranches abattues par des trous verticaux de 1,50 m. L'ouverture moyenne de dépilage a été de 0,9 m.

Le forage est réalisé manuellement et le quartz est abattu à l'aide de perforatrices. Pour l'opération de chargement et de transport, le microscoop CT 500 HE d'Équipement

FIGURE 11.2

Minage par sous-niveaux à l'aide de microscoops, pratiqué à la mine de Leucamp.



Minage sélectif : séquence 1 / 2 / 3

Minage non-sélectif : séquence 2 / 3

Minier a été testé. C'est une chargeuse de 0,80 m de largeur, munie d'un godet de 0,32 m^3.

Deux sous–niveaux ont été avancés, l'un pour l'abattage sélectif et l'autre pour un abattage non sélectif. Le dépilage entre les 2 niveaux a été complété par la suite. Une forte puissance du filon minimise la dilution aussi bien en phase de traçage non sélectif qu'en phase de dépilage.

Le microscoop est parfaitement adapté au fonçage des sous–niveaux. Pour des filons de 0,4 m de puissance, la largeur moyenne des sous–niveaux est d'environ 1,4 m dans le cas d'une volée non–sélective, et de 1,6 m pour une volée sélective.

Résultats:

Compte tenu du pendage et des irrégularités du filon, l'abattage des stots doit être fait par des trous verticaux courts.

Il faut noter les éléments suivants:

-les rendements d'explosifs et de tir des 2 méthodes d'avance de sous–niveaux seraient similaires si on les convertissaient à la tonne de quartz plutôt qu'à la tonne de tout–venant;

-le rendement au marinage a seulement été évalué au cours du traçage non sélectif. Le rendement est d'environ 23–24 godets à l'heure, la distance à la cheminée étant faible (8 m). En exploitation, la distance serait de l'ordre de 40 m, ce qui équivaudrait à une production de 17 t/h.

Le microscoop a démontré une grande adaptabilité et pourrait être utilisé sans modifications, à la mine de Leucamp. Il en est autrement du BRH, du moins en regard des applications visées ici. Le BRH et le porteur ont été assemblés au moindre coût, afin de vérifier le bien fondé de la méthode. Le brise–roche pourrait demeurer du type BRH 125 mais il faudrait utiliser un équipement sur chenilles plutôt que sur pneus, fonctionnant non pas au diésel mais à l'énergie électrique.

En considérant les modifications mentionnées pour le BRH, on peut escompter une efficacité accrue à l'abattage du quartz en pleine production. De même, la purge devrait se faire au BRH pendant que la chargeuse vide son godet. En exploitation réelle, on travaillerait dans une galerie plus étroite (1,9 m) et on utiliserait une chargeuse du type CT 1500 d'une capacité de 1,2 t, avec un godet élargi.

On peut s'attendre aux rendements suivants (ramenés à la tonne de tout–venant) pour des travaux à réaliser, afin d'abattre une tranche de minerai d'une puissance de

0,38 m: 0,33 t/m foré, 1,07 Kg d'explosif par tonne sautée, 0,15 t/h pour l'utilisation de la chargeuse et du BRH lors de l'abattage, 0,075 t/h pour l'utilisation de ces équipements à d'autres fins. La productivité de la main–d'oeuvre est de 5,6 t/h–p et le tonnage de stérile abattu est de 4 t par tonne de tout–venant.

Les résultats de l'exploitation d'un panneau de 40 m de longueur, 31,5 m de dénivelée pour un filon subvertical de 0,38 m de puissance sont présentés au tableau 11.1. Les travaux préliminaires incluent le développement de galeries d'accès à la minéralisation, une galerie de halage et des cheminées. En ce qui concerne les sous–niveaux, on fait l'hypothèse que la chargeuse est hissée d'un sous–niveau à l'autre à l'aide d'un monte–charge aménagé dans une cheminée. Ceci évite d'avoir à tracer des rampes d'accès. Le tableau tient compte de la main–d'oeuvre des chantiers d'abattage et des travaux préparatoires, les amortissements, les frais de fonctionnement et d'entretien du matériel (pièces et main–d'oeuvre), les fournitures diverses. De plus, il considère les coûts de roulage, les services généraux, la surveillance, etc.

TABLEAU 11.1

Comparaisons et résultats de 2 techniques de minage par méthode des sous–niveaux et d'une technique de minage à l'aide d'un brise roche hydraulique.

TAUX DE DILUTION	MÉTHODE DE MINAGE			
(Tonne de quartz par tonne de tout–venant)	Traçage sélectif	Traçage non sélectif	Dépilage	BRH
Obtenu	0,95	0,34	0,65	$> 0,95$
Coûts comparatifs * (par rapport aux tonnes de quartz)	100	94	–	118

* Valeur de référence de '100' pour le traçage sélectif.

Panneau de 40 m de longueur, 31,5 m de dénivelée et puissance moyenne de 0,38 m.

Une meilleure récupération est atteinte lors de l'exploitation à l'aide du BRH. De plus, il minimise le tonnage de minerai et stérile et fournit un tout–venant de grande qualité. Cette méthode serait optimale d'un point de vue global de l'opération.

Les sous–niveaux réalisés avec ou sans abattage sélectif s'adaptent facilement aux filons irréguliers, alors que ce n'est pas le cas pour le forage au BRH.

La méthode des sous–niveaux non sélectifs présente les coûts les plus faibles pour les travaux préparatoires et d'abattage. Cependant, cela est accompli au détriment de la qualité du tout–venant.

Ces nouvelles méthodes ont présenté, dans toutes les situations étudiées, une amélioration des performances de l'ordre de 15% à 20% par rapport aux méthodes de minage classiques.

12. MINES DU SIÈGE MINIER DU FRAISSE.

La compagnie Cogéma possède l'exploitation d'uranium La Crouzille, située à proximité de Limoges en France.

Géologie:

La minéralisation est composée de 'minettes' lamprophyres qui forment un réseau filonien dense. Les filons sont parallèles, à pendage constant de 55° et d'espacement d'environ 1 Km. Les structures minéralisées possèdent une extension horizontale variant d'une centaine de mètres jusqu'à 2 Km et les puissances minéralisées sont de 0,5 m à 15 m.

On retrouve 2 types de minéralisation uranifère, soient le remplissage de brèches et l'occurrence de concentrations uranifères. La production de tonnes brutes se situait à 100 000 en 1985.

Caractéristiques des infrastructures:

On retrouve 2 réseaux différents d'infrastructure, un réseau sur pneu et un réseau relié à un puits.

Le réseau sur pneu est composé d'une galerie inclinée vers le bas d'une section de 11 m^2. Celle–ci donne accès à la formation AX située dans la partie nord–est du gisement et dessert le niveau 45. Ce dernier est relié au puits par des monteries de ventilation. La galerie se prolonge jusqu'au niveau 90, situé dans la partie extrême est. Ce dernier ne possède aucun lien avec les travaux du puits. Le halage est réalisé à l'aide de camions de 10 t à 18 t.

Le puits possède une profondeur de 245 m et une section de 12 m^2. Le chevalement est équipé d'une poulie Köeppe et d'un système cage–skip. Le skip a une capacité de 1 800 litres et la cage peut contenir 18 personnes.

Cinq niveaux accèdent au puits. Les 2 niveaux extrêmes, le 45 et le 215, ne sont pas complétés. Les 3 autres possèdent une section de 9 m^2 et ont une longueur de 400 m en direction du nord (vers la formation AX) et 250 vers le sud (vers la formation B1–B2). Le halage est réalisé à l'aide de berlines de 1 800 litres et de locomotives Clayton de 2,5 t.

La méthode d'exploitation de chantier des réseaux sur pneu.

Deux méthodes d'abattage sont principalement utilisées, la tranche montante remblayée et la tranche descendante sous dalle. Le forage est généralement réalisé de façon manuelle (T23 de Montabert) et le chargement est complété à l'aide de chargeuses de 2 t. Le minerai est halé à l'aide de camions de 10 t à 18 t. Le soutènement est réalisé manuellement, en utilisant des boulons 'split–set' ou à l'aide d'ancrage ponctuel. On utilise parfois du grillage.

Choix d'un équipement électrique sur pneu pour les chantiers du puits:

Cette région présente des réserves limitées. De plus, elle ne permet pas des ouvertures importantes pour le passage des chargeuses. L'extension verticale des chantiers est d'environ 40 m alors que la longueur de la minéralisation est de l'ordre de 100 m. La puissance varie de 0,5 à 1 m.

L'utilisation de chargeuses électriques permet d'éliminer l'utilisation de combustible liquide dans les mines, ce qui permet de réduire l'incidence d'incendies. Les avantages relatifs à l'utilisation de chargeuses électriques sont:

- un entretien simplifié qui permet de rendre l'équipement captif de l'exploitation en chantier,

- l'élimination des gaz d'échappement,

- l'élimination de l'approvisionnement en carburant.

Les inconvénients sont totalement liés à l'utilisation d'un câble électrique. Il est vulnérable. De plus, il limite le champ d'action de la chargeuse et complique le déplacement d'un chantier vers un autre.

Méthodes d'exploitation mises en oeuvre:

Tranches montantes remblayées avec chargeuse captive:

Chantier D 580 du Fraisse:

Ce chantier possède une longueur de 80 m et une hauteur de 45 m. Sa puissance est de 0,8 m en moyenne. Il contient 17 000 t de minerai. La compétence des épontes et du minerai est très bonne.

La méthode par tranches montantes remblayée fut sélectionnée car elle est simple et peu onéreuse et la compétence des terrains la favorise. Cependant, la faible longueur horizontale du chantier ne permet pas d'utiliser une méthode avec une rampe intégrée

à la minéralisation. La méthode utilisant un engin captif fut alors considérée. Le microscoop CT 500 HE fut sélectionné. C'est un équipement relativement léger (2 700 Kg) qui peut facilement être déplacé d'une tranche à l'autre. Son godet de 0,8 m de largeur permet une bonne sélectivité.

Les travaux préparatoires sont initiés par le fonçage d'un trou de 1,8 m de diamètre, situé à 8 m à l'extérieur de la minéralisation (figure 12.1). Il est situé au milieu de l'extension du chantier. Celui–ci sert au transport du matériel et à l'accès du personnel. Une chute à minerai est située face au trou initialement foncé, au centre de la minéralisation, dans le remblai. Ses parois sont revêtues.

Le minage comprend 5 étapes. La première consiste à exploiter une tranche où les deux fronts sont avancés simultanément de chaque côté de la chute. La hauteur des tranches est de 3 m. Lors de la deuxième étape, on termine l'exploitation de la tranche en remblayant un côté du chantier sur une hauteur de 1 m. La chute est avancée de 2 m vers le haut. Le minerai est retiré du chantier puis on remblaie le reste de la tranche, sur une épaisseur de 1 m.

La troisième étape consiste à préparer le fonçage de la tranche subséquente. On fore entre la monterie et le passage d'homme, puis on saute le stérile. La roche abattue sera laissée en place. Le microscoop est alors monté sur cette nouvelle plateforme. La quatrième étape consiste à compléter le remblayage et la dernière étape à exploiter la nouvelle tranche.

Le forage est réalisé manuellement, à l'aide de perforatrices Montabert T23. Les trous ont un diamètre de 33 mm et une longueur de 1,6 m. Le minerai est extrait de la chute à l'aide de berlines de 1 800 litres situées au niveau inférieur.

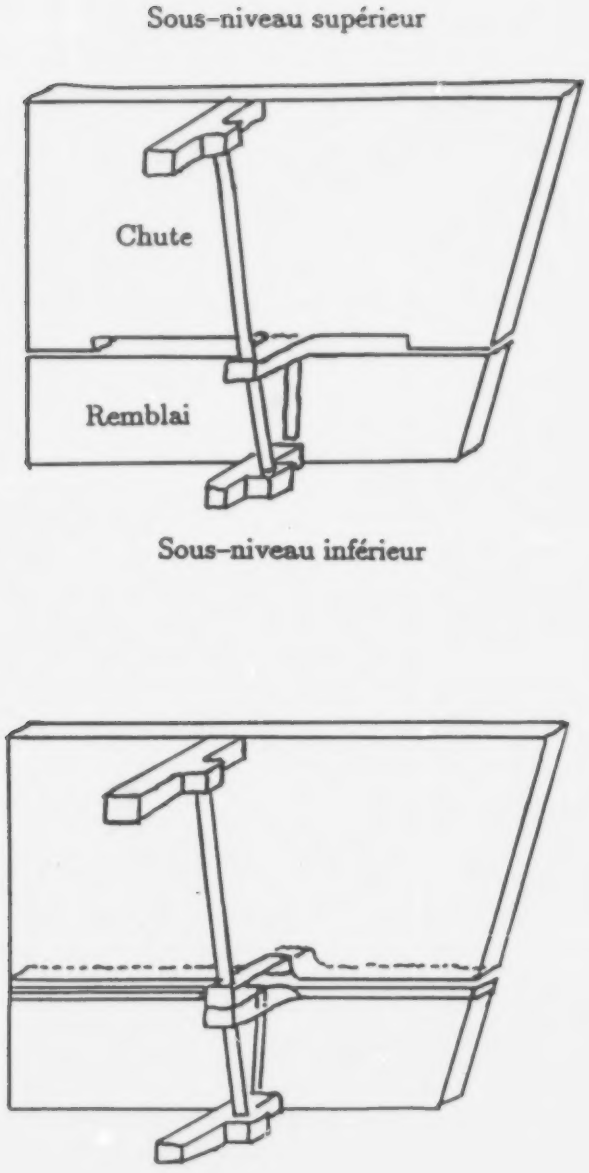
Tranches descendantes sous dalles avec rampe inclinée intégrée:

Dépilage D 511 du Fraisse:

Ce chantier de 29 000 t possède une longueur de 140 m et une hauteur verticale de 45 m (puissance de 1 m). La résistance des épontes et du minerai est très mauvaise par endroits. Ceci conditionne le choix d'une méthode de minage par tranches descendantes sous dalle.

La longueur de la minéralisation favorise l'utilisation d'une rampe intégrée à la minéralisation. L'opération la plus critique dans cette méthode d'exploitation est le retournement de la chargeuse. La longueur du chantier ne permet pas à la rampe d'être initiée à une extrémité (supérieur) et de se terminer à son autre (inférieur). Il faut alors permettre à la rampe de poursuivre sa course dans la direction opposée. Le

FIGURE 12.1
Représentation de l'exploitation du chantier D580 du complexe du Fraisse.



retournement de la rampe doit se faire à l'aide d'une rampe secondaire creusée dans le stérile, d'une longueur d'une vingtaine de mètres. Le minage peut alors progresser vers le bas. La chargeuse utilisée dans ce chantier est une CT 1700 HE. Sa largeur est de 1,3 m et offre une bonne sélectivité.

Dans le cas précis de ce chantier, aucun travail préparatoire ne fut nécessaire. Une monterie dans la partie est de ce chantier existait. Dans le cas d'un nouveau chantier, 2 trous pleine section forés similairement à la technique décrite précédemment seraient préférables. Dans le cas du chantier D 511, le minerai était extrait par une monterie ou par une rampe intégrée. Le personnel et les matériaux avaient accès au chantier par les ouvertures aménagées dans les dalles de béton.

La méthode d'exploitation par tranche descendante sous dalle comporte 8 étapes. La première consiste au forage de l'accès au minerai. Il s'agit d'une galerie d'une vingtaine de m possédant une inclinaison de 20%. Au cours de la deuxième étape, on procède à l'exploitation de la première tranche, dont la hauteur est de 4 m. Les dalles de béton séparant les tranches successives sont disposées de façon à permettre une hauteur libre pour chaque tranche de 2,5 m (figure 12.2).

La troisième étape consiste à réaliser une galerie en pente à 20%, rejoignant la tranche située sous la dalle de béton. La hauteur de chaque tranche est de 4 m.

La quatrième étape consiste à exploiter le minerai de la tranche. Dans un premier temps, on procède à l'excavation d'une extrémité de la minéralisation, puis on revient exploiter l'autre côté. Dès lors la chargeuse est captive du chantier car le plan incliné n'existe plus. Une fois la deuxième partie de la tranche exploitée, on coule une nouvelle dalle de béton en laissant une ouverture suffisamment grande afin de permettre le passage de la rampe et de l'équipement pour l'exploitation de la tranche inférieure.

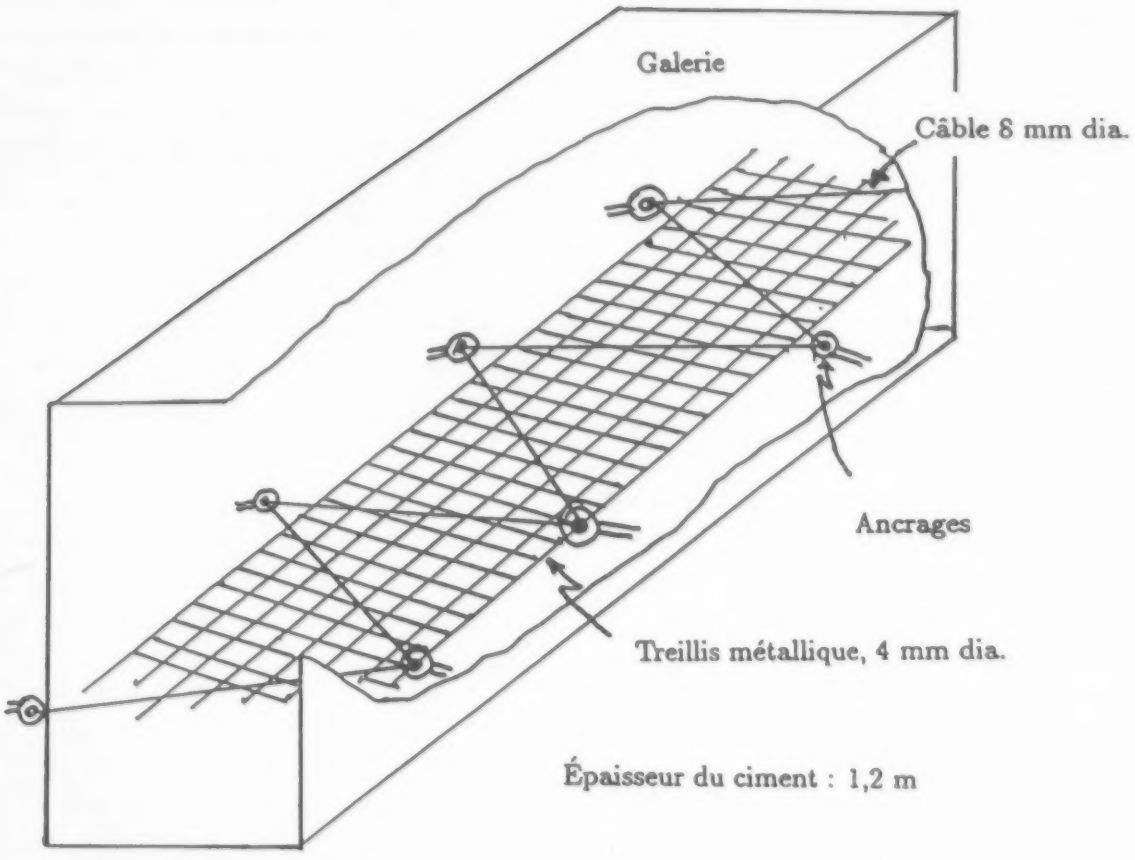
L'étape 6 consiste à creuser une vingtaine de m de galerie dans le stérile. La galerie possède une pente de 20%. Elle sert au retournement (réalisée seulement lorsque la rampe atteint l'extrémité du chantier). Elle contourne la monterie.

L'étape 7 consiste à poursuivre l'évacuation du minerai par la nouvelle rampe. La dernière étape consiste à exploiter la dernière partie du chantier.

Tranches descendantes sous dalles de béton avec galerie en pente dans la minéralisation. Chargeuse captive:

Cette technique fut utilisée dans le cas du dépilage du chantier D 612. D'une capacité de 27 000 t, il possède une longueur de 130 m et une hauteur de 40 m. La puissance est de 1 m en moyenne. La faible résistance des épontes et du toit a conditionné

FIGURE 12.2
Armature de la dalle de béton utilisé dans les mines
du siège minier du Fraisse.



le choix de la méthode en tranche descendante sous dalle. Une rampe en plan incliné fut intégrée à la minéralisation (figure 12.3).

Le minage du chantier à l'aide d'une rampe intégrée à la minéralisation n'a pu être complété. La longueur de la minéralisation à la base n'était que de 70 m. La rampe a alors été forée à l'extérieur de la minéralisation. La forme particulière du chantier à son extrémité inférieure ne permettait pas de compléter son exploitation jusqu'à sa base. Près de 80 m de stérile auraient alors dû être excavés afin de permettre le raccordement entre le point de retournement et la rampe, afin d'accéder à la base du chantier. Ceci aurait eu pour effet de réduire la valeur économique du chantier. Il fut alors considéré qu'un équipement confiné dans la partie inférieure du chantier réduirait la production de stérile. La chargeuse CT 1700 HE fut alors choisie.

Deux monteries de 1,3 m de diamètre furent alors foncées. Elles recoupèrent la minéralisation à la base du chantier. Elles étaient situées à 8 m à l'intérieur de l'éponte inférieure. Elles servaient alternativement, selon le cycle de minage, à l'évacuation du minerai ou à la ventilation du chantier. Elles étaient équipées à leur base de trémies permettant le chargement des berlines.

Le travail était divisé en 11 étapes. Les 6 premières consistaient à l'exploitation de la première moitié du chantier, comme dans le cas du chantier D 511. Afin de raccourcir les distances de halage, il était nécessaire de creuser des accès jusqu'aux monteries préalablement creusées. Lors de l'exploitation de la deuxième partie du chantier, on pouvait alors poursuivre la galerie en pente. Les galeries d'accès aux monteries servaient alors au retournement des chargeuses. La chargeuse suivait alors l'exploitation des tranches. La rampe n'était jamais reconstituée vers le haut. Les stériles étaient abandonnés sur les différentes dalles.

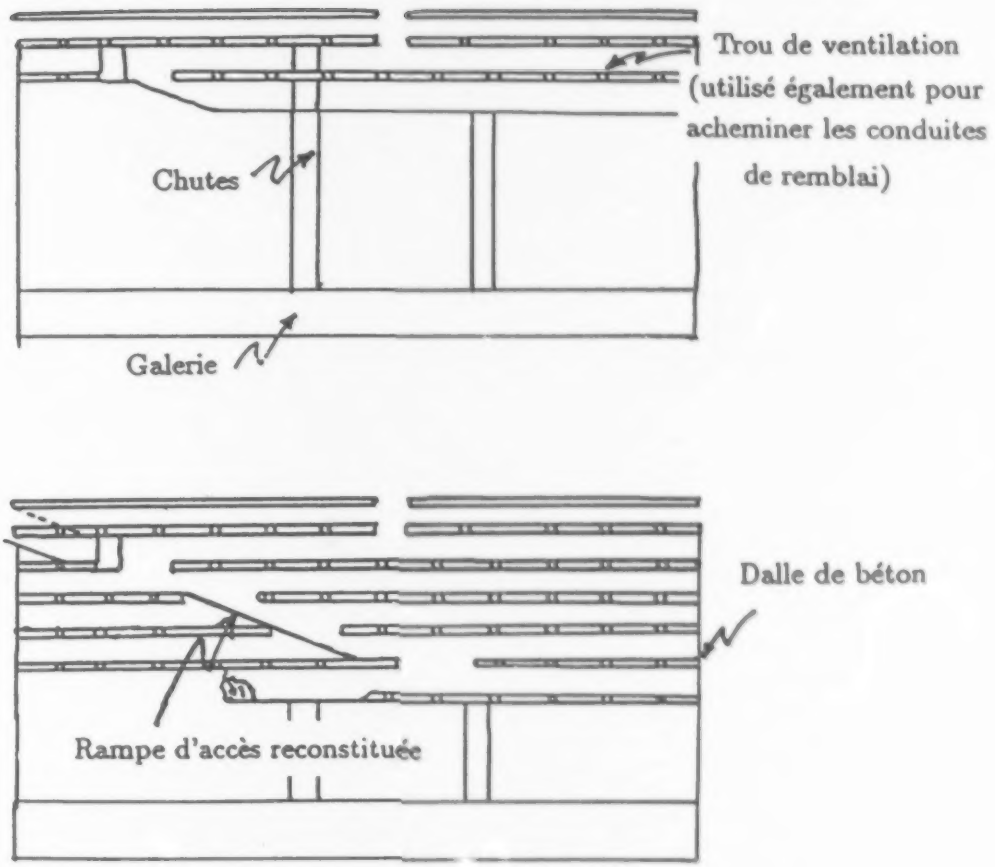
Résultats:

Certaines des techniques exposées ne sont qu'expérimentales. Il est difficile pour l'instant d'évaluer leurs performances.

Dans le cas du chantier D 580, équipé d'une chargeuse CT 500 HE, l'engin demeura confiné en chantier pendant une période de 3 ans. Cela n'a pas créé de problèmes majeurs. La puissance de cette zone minéralisée était en moyenne de 1,2 m. L'ouverture réalisée possédait une largeur variant de 2 m à 2,5 m. Cependant, il faut noter qu'il est difficile de miner sur une largeur inférieure à 2 m, pour des raisons de sécurité et, en particulier, afin de permettre le boulonnage des épontes.

Un rapport tonnes nettes sur tonnes brutes de 0,9 fut observé avec une productivité de 12 t/h–p.

FIGURE 12.3
Exploitation du chantier D612 du complexe minier du Fraisse.



Afin de permettre l'opération de la CT 500 HE, il fut nécessaire de consacrer une moyenne de 25 minutes d'entretien par heure de fonctionnement de la chargeuse. De plus, elle est demeurée disponible 2 heures pour chaque heure d'opération. Les résultats obtenus sont prometteurs.

En ce qui concerne le CT 1700 HE, les principes d'exploitation sont les mêmes et on devrait s'attendre à des résultats similaires.

13. MINE FONTANE.

La mine de talc Fontane est située dans la vallée de Germanasca, 80 Km à l'ouest de Turin, en Italie. La compagnie Talco e Grafite Val Chisone exploite ce gisement. Sa production est de 40 000 t/an.

Géologie:

Le gisement est formé d'une série de lentilles en échelon décrivant une forme de rosette. La pente moyenne est de 20° à 22°. Les lentilles sont très irrégulières. Leur puissance varie de quelques centimètres jusqu'à 8 m et exceptionnellement 15 m. L'éponte inférieure est composée d'un gneiss compact et l'éponte supérieure est formée d'un schiste à mica.

Minage:

Des tentatives d'exploitation à l'aide de chargeuses navettes furent réalisées dans la section Gianna de la mine. Celle–ci est composée de trois niveaux principaux interconnectés par un puits secondaire et des monteries. Les galeries principales sont reliées aux chantiers, grâce à des galeries inclinées situées dans l'éponte inférieure.

La méthode traditionnelle de travail consistait à extraire des tranches horizontales de minerai par coupe et remblai ascendante, utilisant du gravier non cimenté comme remblai. Depuis 1974, des tests systématiques en cours d'opération ont permis de transformer graduellement la méthode d'abattage en une méthode de coupe et remblai par tranche descendante, en utilisant un remblai cimenté. Le minage se déroule en avancant des tranches transverses ou parallèles au gisement. Cette nouvelle méthode permet une meilleure stabilité, en plus d'ouvrir ainsi des chantiers d'une section de 8 m^2, comparée aux sections antérieures maximales de 4,5 m^2.

Afin d'optimiser le potentiel que procure cette nouvelle méthode d'abattage, un nouveau mode de chargement et de halage fut étudié, basé sur l'utilisation de chargeuses navettes sur pneumatiques.

La méthode traditionnelle d'abattage utilisait des chargeuses à bascule sur rails de type Eimco modèle 12B, fonctionnant à l'air comprimé. Des rails S7-65 mm étaient espacés de 500 mm. Cette chargeuse possédait un godet de 0,15 m^3. Le halage jusqu'à la chute à minerai était réalisé par un homme manoeuvrant des wagons de 0,5 m^3. Au niveau inférieur, des locomotives à batterie transportaient le minerai vers le puits. Ce dernier permettait de hisser les wagons jusqu'au niveau de halage principal, où ils étaient rattachés ensemble, puis tirés vers la sortie par des locomotives électriques.

Ce système de halage secondaire, pratiqué dans l'ancienne et la nouvelle méthode de minage, conduisait à une faible productivité. Le halage des wagons dans les chantiers était réalisé manuellement.

Une étude fut entreprise afin d'analyser la possibilité d'un transport secondaire en chantier, réalisé à l'aide de chargeuses navettes. Des difficultés majeures reliées aux conditions des chemins apparurent dès les premiers essais.

Utilisation des chargeuses navettes:

Les essais pour évaluer les performances des chargeuses navettes sur pneus furent réalisées dans le chantier 124 sur le niveau Gianna. Le minage y était effectué par tranches descendantes cimentées. Le CT 500 HE d'Équipement Minier de France fut choisi. Ce choix reposait sur: ses dimensions, sa maniabilité, sa capacité, sa sélectivité lors du chargement – propriétés essentielles afin d'éviter la contamination du talc.

Le couple appliqué aux roues fut réduit de 20% par rapport à sa valeur nominale. La procédure avait pour but de réduire le glissement soudain provoqué au début du mouvement de l'engin. Cette correction eut un effet positif sur la performance.

Résultats:

Le tableau 13.1 présente une comparaison des performances de chargement et de halage réalisées selon les méthodes traditionnelles et celle utilisant le CT 500 HE. Un accroissement de la productivité de l'ordre de 75% et une réduction des coûts à la tonne de presque 35% furent obtenus. L'essai fut concluant en faveur du microscoop. L'extension de son utilisation à la grandeur de la mine est prévue prochainement (pour le halage secondaire).

Le CT 500 HE a également fourni des performances positives en terme de sécurité et d'hygiène au travail. La position arrière de l'opérateur réduit sa fréquence d'exposition à des chutes de roches provenant du front de travail. On observe également une baisse de la quantité de poussière dans l'air. La réduction est de l'ordre de 30% à 35% en poids, comparativement aux chargeuses à l'air comprimé. Cette réduction peut être expliquée à la fois par l'absence de rejet d'air comprimé et par le principe de chargement inhérent au CT 500 HE. Pour un taux de production donné, le nombre de manoeuvres de chargement est réduit.

Depuis l'introduction du microscoop, il y a eu réduction de l'exposition aux bruits. Des différences d'intensité sonore de 15 dBA furent observées. Il est à noter cependant que l'utilisation du microscoop donne naissance aux problèmes reliés à l'utilisation sécuritaire des équipements à propulsion électrique.

TABLEAU 13.1

Comparaison économique entre 3 méthodes de minage utilisées dans une mine.
Les coûts d'opération et de capital sont basés sur une valeur fictive de '100'.

DESCRIPTION	MÉTHODE DE COUPE ET REMBLAI		
	ASCENDANTE	DESCENDANTE	DESCENDANTE MÉCANISÉE
Achat d'équipement	2	1	3
Entretien & énergie	1	1	1
Main–d'oeuvre (minage)	126	86	52
Matériaux (minage)	16	12	12
Total	145	100	68
Production moyenne (t/poste)	23	32	56
Production maximale (t/poste)	45	100	222
Section des chantiers (m^3)	4,5	8,0	8,0

Le microscoop a également permis une augmentation remarquable du taux de production et de la qualité de vie en milieu de travail. Ces innovations, apportées à la méthode de minage, démontrent que la possibilité d'innover existe toujours, même dans des opérations qui sont à première vue rigides, tout en permettant des bénéfices économiques importants.

14. MINE SAN–FRANCISCO DEL ORO.

Cette mine de la Minera Frisco S.A. est située à Chihuahua, Mexique. Les réserves actuelles de la mine sont de 4 784 030 t.

Les mines Frisco et Clarines produisent 2 800 t/j de minerai dont 2 200 t/j proviennent de la mine Frisco et 600 t/j de la mine Clarines. Cela représente une production de 71 000 t/mois. La production annuelle de métal est de 4 500 ozt (140 Kg) d'or et 3 300 000 ozt (103 t) d'argent. Afin de miner une telle quantité de minerai, 2 500 mineurs sont employés sous terre.

Le coût de minage est de 5,5 $/t, alors que les mines environnantes produisent à 2,75 $/t. La cause est liée à la nature du gisement exploité à la mine San–Francisco.

Géologie:

Dans les 2 principales zones de production de la mine, les mines Clarines et Frisco, la minéralisation est présente sous forme de veines étroites d'environ 1 m de puissance.

Les minéraux caractérisant la minéralisation sont la galène, la sphalérite et la chalcopyrite. Un sous–produit important de la production de San–Francisco est la fluorine.

On retrouve 3 principaux groupes de veines. Le premier groupe est peu minéralisé, le second produit la majeure partie de la production et le dernier est riche, mais étroit et petit. À ces veines s'ajoute, du côté sud de la mine Frisco, une zone de remplacement appelée Granadeña. 300 t/j sont extraites de cette zone très riche où on retrouve 7,25 ozt/t (250 g/t) d'Ag, 5% Pb, 8% Zn et 0,7% Cu.

Deux nouveaux dépôts, La Mesa et la Boreal, possèdent des veines de puissance plus importante. Cependant ces nouvelles zones possèdent des teneurs plus faibles que celles retrouvées dans les veines étroites présentement exploitées.

Développements:

La mine est composée de quelques 500 Km de développements à partir desquels le minage de chantier est réalisé.

Minage:

Le minage est réalisé par chambre magasin conventionnelle, avec des points de soutirage boisés, espacés de 20 m. Des foreuses pneumatiques sur pied Gardner Denver

RB–83 sont utilisées, afin de forer des trous de 7 pi de longueur, pratiquement verticaux. Le patron de forage est constitué de trous espacés de 1 pi. Les trous sont chargés à l'aide de 10% de dynamite et de 90% d'ANFO. Le facteur poudre est de 2 lb/tc (1 Kg/t) brisée et chaque trou produit environ 0,5 t de minerai.

Chargement, transport et hissage:

Le minerai est acheminé, de façon manuelle ou à l'aide de racloirs, jusqu'aux points de soutirage. Il est alors chargé dans des wagons sur rails, puis transporté au puits de production. Ces wagons sont tirés par une des 34 locomotives diésels ou électriques de 5 t. Il existe 12 niveaux de halage, 2 puits de production. Les skips de la mine Clarines ont une capacité de 4 t. Des skips de 9,5 t sont utilisés au puits North. Un système de halage de 2,3 Km de longueur a été aménagé au niveau 13. Cela permet le transport du minerai du système minéralisé Granadeña jusqu'au puits North. Le transport du minerai est réalisé à l'aide de locomotives Goodman de 8 t, tirant des wagons de 5 t.

Ventilation et services:

Le creusage de monteries est réalisé à l'aide de 2 aléseurs fonctionnant à plein temps. L'un d'eux est un Robbins 71R, l'autre un Robbins 43RH. Leur utilisation résulte du développement d'une quantité importante de galeries réalisées dans différentes régions de la mine, nécessitant la construction de monteries de ventilation.

Le forage d'un puits de 395 m de longueur et de 7 pi (2,1 m) de diamètre fut réalisé en 7 semaines, à partir du moment où le trou pilote de 10 po (0,25 m) fut amorcé jusqu'à l'achèvement des travaux.

15. MINE HUARON.

Deux publications ont paru concernant cette mine opérée par la compagnie minière 'Compania Miniera de Huaron'. C'est une mine à filons très étroits et plissés de moins de 1,2 m de largeur. Le transport et le chargement sont réalisés à l'aide de chargeuses navettes spécialement conçues pour ces ouvertures.

Géologie:

Ce gisement est exploité depuis le début du siècle. Jusqu'en 1970, il était constitué principalement de lits épais (jusqu'à 10 m) et de quelques lentilles. La sélectivité n'était pas un problème à l'époque. Depuis lors, la production provenant de ces zones a décliné, alors qu'elle augmentait dans les veines étroites où les épontes étaient peu résistantes.

Les variations de la teneur des métaux produits au cours des années 1971 à 1982 présentent un déclin de celles-ci, occasionné par la dilution. On notera que 50% des réserves sont contenues dans des filons de puissance inférieure à 1,6 m, dont 25% ont moins de 1,2 m (tableau 15.1).

TABLEAU 15.1

Caractérisation du gisement Huaron à partir de la fréquence des veines, classées suivant leur puissance.

VEINE (Mètres)	FRÉQUENCE %		
Lentilles	7		33
> 2	26		
< 2 et > 1,2	42		67
< 1,2 et > 0,8	18	25	
< 0,8	7		
TOTAL	100		

Les veines sont plus ou moins parallèles ou perpendiculaires les unes aux autres et possèdent des orientations variables. Elles sont sub-verticales. Les teneurs sont de 3,14% Pb, 4,82% Zn, 6,66 ozt/tc (230 g/t) d'Ag.

Minage:

Huaron pratiquait les méthodes de minage en chambre magasin et de coupe et remblai par tranche ascendante, utilisant des racloirs et des chargeuses navettes de 1 vg^3 (0,76 m^3). Il en résulta une augmentation importante de la dilution du minerai. Une solution devait alors être rapidement envisagée, afin de freiner la diminution de la teneur du minerai.

La méthode par chambre magasin fut employée quelques années auparavant. Les résultats furent les suivants:

-bonne sélectivité où les épontes sont résistantes,

-faible productivité due à l'importance des travaux de développement à réaliser pour la préparation des points de soutirage,

-faible sécurité.

Cette méthode de minage nécessite un bon maintien des épontes.

La méthode par coupe et remblai est une méthode sécuritaire qui donne une bonne productivité et qui peut être utilisée lors de cycles de minage de grande durée. Sa sélectivité dépend directement de la largeur de minage requise.

Huaron a introduit les chargeuses navettes de 1 vg^3 (0,76 m^3) de Wagner (1,22 m de largeur) dans ses filons étroits. Au cours des huit années de service, elles ont donné un bon rendement. Il fut démontré, grâce à celles–ci, que les équipements électro-hydrauliques étaient utilisables et profitables dans le contexte d'une mine située à 4 000 m d'altitude, utilisant une main-d'oeuvre peu éduquée.

Ces LHD nécessitent cependant une ouverture minimale variant de 1,6 m à 1,8 m afin de fournir 0,2 à 0,3 m d'ouverture de chaque côté de l'équipement. Cela implique une dilution de 60% à 80%, lors de l'exploitation d'un filon de 1 m de puissance.

Identification des problèmes de dilution:

Les données d'échantillonnage récoltées lors des travaux réalisés dans les galeries ont été mises sur ordinateur, puis analysées. Cette procédure a permis de déterminer avec plus d'assurance l'endroit où se trouvait le minerai présent dans les veines.

Les résultats démontrèrent que le minerai était concentré dans des bandes étroites et qu'une 'sélectivité fine' permettrait d'améliorer les teneurs de façon spectaculaire (50–100%), tout en minimisant les pertes de minerai (5–15% au maximum). Afin d'exploiter

ces bandes, il fallait développer de petits chantiers, afin d'obtenir la meilleure teneur possible.

Tous les paramètres indiquaient que l'amélioration du rendement de la mine consistait à accroître à l'extrême la sélectivité réalisée lors du minage en veine, en réduisant la largeur des chantiers à une dimension de l'ordre du mètre.

Modification de la méthode de minage:

Afin de contourner ce problème, la méthode des sautages sélectifs fut expérimentée. Cette technique permet de réduire la dilution, mais présente des inconvénients. On observe une réduction de la productivité et un accroissement des cycles de forage et sautage. Ceci est dû au minage de l'éponte pour l'élargissement du chantier à la dimension requise pour le passage des équipements (1,6 m ou 1,8 m). De plus, le sautage sélectif a pour effet d'abîmer les épontes et la mise en place de supports afin d'accroître la sécurité était nécessaire. Cela crée également de la dilution. La méthode des sautages sélectifs implique une augmentation des coûts d'opération. Cette méthode ne fut pas très satisfaisante.

Avant l'introduction des chargeuses navettes, des cavos 310 d'Atlas Copco étaient utilisés dans les zones ayant des puissances plus importantes. On utilisait des racloirs dans les régions plus étroites.

Les avantages des racloirs sont liés à leur simplicité et robustesse. Cependant, ils sont peu productifs dans les veines sinueuses. Le godet doit être suffisamment lourd, afin de racler adéquatement. Un godet de 0,60 m est trop léger et glisse souvent sur la roche. Le racloir crée de la dilution lorsqu'utilisé dans des chantiers remblayés et celle-ci est en relation avec la distance parcourue par le godet.

Des chargeuses Eimco 128 couplées à des wagons furent également mises à l'épreuve. Une chargeuse à bascule de 0,71 m de largeur remplissait un wagon de 0,5 vg^3 (0,38 m^3), puis déversait à un point donné. Ces équipements peuvent être modifiés afin d'être télécommandés. Leurs avantages reposent sur le fait que ce sont des équipements bien connus, simples et robustes. Cependant, l'installation de rails est laborieuse et ne se prête pas à la mécanisation.

Nouvel équipement de chargement en chantier:

La meilleure solution envisagée pour miner ces filons étroits était de développer un équipement de chantier qui pourrait y charger et transporter le minerai. Les spécifications concernant celui-ci étaient les suivantes:

-largeur de 0,80 m,

-électro-hydraulique,

-chargeuse-navette ayant un godet de 0,5 vg^3 (0,38 m^3).

Elle devrait avoir une productivité de 8 t/h sur une distance de halage de 50 m. L'opérateur devait pouvoir s'assoir ou se tenir debout.

Plusieurs manufacturiers furent consultés, mais seul Équipements Miniers de France fut intéressé. La compagnie minière de Huaron finançait entièrement le projet.

Le prototype CT 500 HE fut testé à la mine Largentière en France au cours de l'année 1980. Les résultats furent satisfaisants et Huaron acheta quatre véhicules qui entrèrent en opération en septembre 1981. Depuis, onze microscoops sont en opération et 3 autres sont déjà commandés (juin 1983).

Au chargement, le microscoop présente une excellente pénétration dans les piles de roche. Des blocs de 0,4 m de diamètre peuvent facilement être chargés. La traction sur la roche ne présente aucune difficulté et sa grande manoeuvrabilité permet de nettoyer aisément le lieu de travail.

En dépit de sa faible largeur (0,8 m), l'équipement est très stable lors du halage, grâce à sa double articulation. Celle–ci permet un angle de 36° horizontalement et 15° verticalement. Des rayons de courbure de 1,42 m peuvent être tournés aisément. La stabilité est pleinement satisfaisante sur des surfaces irrégulières.

Le microscoop est muni d'une transmission à deux vitesses. Des tentatives sur des pentes de plus de 25% ont démontré que l'équipement ne semblait pas forcer, mais travaillait normalement sans nécessiter d'accélération subite de la part de l'opérateur.

Pour la vidange, le godet est hissé à une hauteur de 1,93 m puis renversé. La distance séparant le godet du sol est alors de 0,52 m et son angle est de 43°.

Essais en chantier du CT 500 HE:

Pour les essais en chambre remblayée, 500 m de veines parallèles et perpendiculaires les uns aux autres, de préférence interconnectées, furent sélectionnées.

Le niveau inférieur fut miné en suivant de façon précise les veines. Quatre sous-groupes furent développés autour de cet axe. Cette procédure permit de positionner deux chutes à minerai, chacune desservant deux sous-groupes. Les chutes furent disposées afin de permettre aux microscoops de rejoindre les points les plus éloignés ou, dans les cas de halage, de parcourir deux fois la distance effective (100 m) des câbles électriques des engins.

Le choix de quatre sous-groupes de veines fut établi afin de permettre d'avoir en tout temps suffisammant de minerai brisé pour opérer les microscoops à pleine capacité. La séquence de minage était la suivante: forage et sautage, chargement, préparation pour remblayer et remblayage.

Résultats:

Une comparaison s'impose entre le EHST-1A de Wagner (1,22 m de largeur) – qui fut à une époque la plus petite chargeuse – et le microscoop CT 500 HE.

Chargeuse EHST–1A:

Le EHST-1A nécessite des ouvertures de 1,6 m à 1,8 m. Cet équipement fut utilisé à Huaron pour le minage suivant deux variantes de coupe et remblai.

La première variante était constituée d'une ouverture simple de 1,8 m. Les veines possédaient une puissance de 0,8 m. Le minage fut réalisé par longs trous. La dilution fut de 56%. D'autres veines similaires, mais d'une puissance de 1,2 m, furent minées, donnant une dilution de 33%. 500 m de veines furent exploitées sur une période de 30 jours, selon les procédures ci-dessous:

-quatre équipes de forage/jour (8 hommes/jour), avec une productivité moyenne de 30 t/j pour des trous de 1,5 m de longueur,

-deux conducteurs de EHST-1A (2 hommes/jour),

-une équipe de deux hommes par jour pour le boisage et la préparation du remblayage,

-une équipe de deux hommes par jour pour le remblayage.

Puisque le forage et le sautage étaient réalisés en une étape, le chargement et le transport par les EHST-1A n'a pas été interrompu. Cette méthode présenta les performances suivantes: 0,77 t/m foré, 0,39 Kg/t d'explosifs, 9,64 t/h–p, pour une production de 150 t/j.

La deuxième technique de minage à l'aide du EHST-1A consistait en deux sautages sélectifs, le minerai d'abord, le stérile ensuite (resuing – voir figure 3.1). Les veines avaient 0,8 m de puissance. Le cycle pour excaver une tranche de 1,5 m d'épaisseur sur 500 m de longueur prenait 38 jours.

La procédure fut la suivante:

-quatre équipes de forage/jour (8 hommes/jour), ayant chacune une productivité de 30 t/j, pour des trous de 1,5 m de longueur,

-deux conducteurs de EHST-1A (2 hommes/jour),

-une équipe pour préparer la voie et le remblayage (2 hommes/jour),

- une équipe de deux hommes par jour pour les fournitures et le remblayage.

Après le premier sautage, le minerai brisé était contaminé par du stérile provenant des épontes. La phase de chargement était constamment interrompue, afin de stabiliser les roches instables de l'éponte supérieure, menaçant ainsi la sécurité sur le site. Cela réduisait le taux d'utilisation du EHST-1A, cause principale de la faible productivité obtenue.

En résumé, la deuxième méthode de minage a permis d'obtenir les résultats suivants: 0,35 t/m foré, 0,55 Kg/t d'explosifs, une productivité de 5,5 t/h–p et une production de 77 t/j. La dilution créée par l'instabilité du roc, provenant des épontes affaiblies par le premier sautage dans le minerai, est d'environ 38%.

Microscoop:

Le microscoop permet de limiter la largeur minée à 1,1 m. Un cycle de 35 jours est nécessaire, afin de forer une tranche de 1,5 m de hauteur sur 500 m de longueur. La procédure de minage est la suivante:

-trois équipes de foreurs par jour (6 hommes/jour), réalisant une productivité de 30 t/j, pour des trous de 1,5 m de longueur,

- deux opérateurs de CT 500 HE (2 hommes/jour),

- une équipe de 2 hommes par jour pour les fournitures et la préparation au remblayage,

-une équipe de 2 hommes par jour pour le remblayage.

Même pour une ouverture de 1,1 m de largeur, le forage et le sautage peuvent être réalisés en une seule étape. De cette façon, la dilution est maintenue au minimum - la principale provenant du 0,15 m nécessaire au passage de chaque côté de l'équipement (0,3 m au total). Le microscoop manoeuvre sans difficultés dans une ouverture de 1,1 m et peut se déplacer à une vitesse de 4,3 Km/heure. Huaron est d'avis qu'une ouverture de 1,0 m pourrait être réalisée, sans réduire l'efficacité (selon l'opérateur).

Le minage à l'aide du microscoop offre les performances suivantes: 0,53 t/m foré. 0,455 Kg d'explosif/tonne de roche, une productivité de 5,89 t/h–p et une production de 70 t/j. Cet équipement a permis de réduire la dilution à 27% dans le cas d'une veine de 0,80 m de puissance.

Les microscoops furent également essayés dans des régions préalablement minées à l'aide du EHST-1A (Groupes 64 et 66 et sous-niveau 521) ou de racloirs (section M-32).

Le microscoop, pour une distance de halage de 86,2 m, possède les caractéristiques suivantes: temps de halage de 1,16 mn à vide et de 1,25 mn à pleine charge. Le temps de chargement est de 0,86 mn, la vidange de 0,2 mn, l'attente de 0,2 mn, pour un cycle total de 3,67 mn. Le nombre de voyages à l'heure (50 mn) est de 13, pour une productivité de 6,78 t/h. La capacité du godet est de 0,6 t. Le tableau 15.2 présente les performances du microscoop en posant comme hypothèse que la vitesse de croisière est de 4,3 Km/h, le facteur de remplissage du godet est égal à 0,83, le temps de chargement, de vidange et d'attente est égal à 1,26 minutes et que 50 minutes sont travaillées par heure.

TABLEAU 15.2
Production des microscoops en fonction de la distance de halage.

DISTANCE DE HALAGE (Mètres)	PRODUCTION (Tonnes/heure)
20	14
40	10
60	9
80	7
100	6

Le tableau 15.3 résume les performances comparatives du EHST–1A et du CT 500 HE lors du minage de certaines veines.

Les sélectivités obtenues par le EHST–1A et le CT 500 HE, pour différentes puissances de veines, sont présentées au tableau 15.4.

La dernière zone où le microscoop fut mis à l'épreuve consiste en une veine subverticale de 1,2 m de puissance. Elle fut minée par coupe et remblai descendante, dûe à la faible résistance de la roche. Des racloirs étaient utilisés, donnant une sélectivité de 84%. Le CT 500 HE permit de l'accroître à 97% et de multiplier la vitesse d'extraction par un facteur de 2,5.

TABLEAU 15.3

Sélectivités obtenues par le EHST-1A et le CT 500 HE lors du minage des groupes 64, 66 et de la veine Fastadiosa.

VEINE	PUISSANCE	MINAGE	SÉLECTIVITÉ	
			EHST-1A	CT 500 HE
Groupe 64	1,2m	Cycle long de coupe et remblai	60%	100%
Groupe 66	0,8m	Cycle long de coupe et remblai	44%	82%
Fastidiosa	1,5m (35°)	sous-niveaux	75%	95%

TABLEAU 15.4

Sélectivité des CT 500 HE et des EHST-1A en fonction de la puissance des veines.

PUISSANCE (Mètres)	SÉLECTIVITÉ	
	CT 500 HE (%)	EHST-1A (%)
0,4	40	22
0,6	60	30
0,8	75	44
1,0	100	55
1,2	100	68
1,4	100	80
1,6	100	90
1,8	100	100

Conclusions:

Le remplacement des EHST-1A par les microscoops a résulté en une diminution des stériles extraits et en une augmentation de la quantité de métal, allant parfois à plus de 100% (tableau 15.5).

TABLEAU 15.5

Comparaison des tonnages et teneurs pour différentes veines exploitées par différents équipements.
(valeur '100' donnée comme base de référence.)

	TONNAGE		% Pb		% Zn		% Ag	
ÉQUIPEMENT	1 *	2 *	1	2	1	2	1	2
VEINE								
64	100	88	100	163	100	181	100	149
66	100	76	100	184	100	167	100	170
521	100	71	100	142	100	200	100	143
ÉQUIPEMENT	3 *	2	3	2	3	2	3	2
VEINE								
M-32	100	47	100	128	100	124	100	112

* 1 : EHST-1A, 2 : CT 500 HE, 3: Racloirs.

En comparant les coûts d'achat, d'entretien et de production de ces deux équipements, il est possible de réaliser une économie (pour le minage des veines étroites) de l'ordre de 15 à 20% (tableau 15.6). Les coûts d'entretien des EHST-1A sont plus élevés, en partie dû au fait que certains équipements ont déjà 1700 heures d'opération.

TABLEAU 15.6

Comparaison des coûts d'opération entre le CT 500 HE dans une veine de 1,1 mètre de puissance, et le EHST-1A dans une veine de 1,8 mètre de puissance.

DESCRIPTION	ÉQUIPEMENTS			
	EHST-1A		CT 500 HE	
	$US	%*	$US	%
Achat	63 000	100	36 400	58
Opération ($/h)	15,00	100	6,20	41
Production ($/t)	21,50	100	18,90	88

* Valeur de '100' donnée comme mesure de référence.

Le CT 500 HE a permis d'éliminer certaines conditions dangeureuses auxquelles

le personnel et les équipements étaient exposés, suite aux instabilités des murs résultant du premier sautage de la méthode à deux sautages. De façon générale, cette méthode donnait une bonne sélectivité.

On note, suite à l'introduction du microscoop, que la quantité de métal extraite sur une période de 6 mois fut de 30% supérieure à ce qui fut obtenu pendant une période équivalente à l'aide du EHST–1A (tableau 15.7). Ce gain de production de métal est essentiellement lié à la plus grande sélectivité que procure les CT 500 HE.

TABLEAU 15.7
Variation de la production de métal depuis l'introduction du microscoop.

VEINE	ÉQUIPEMENT DE HALAGE		ACCROISSEMENT (%) DE LA PRODUCTION DE MÉTAL		
	ANCIEN	NOUVEAU	Pb	Zn	Ag
64	EHST–1A	CT 500 HE	43	14	31
66	EHST–1A	CT 500 HE	39	26	128
521	EHST–1A	CT 500 HE	1	2	2
M–32	Racloirs	CT 500 HE	192	101	177

Il fallut augmenter de 20% le nombre de chantiers, afin de conserver le même niveau de production. Quelques employés furent également recrutés afin de conduire ces nouveaux véhicules. Les charges (coûts) fixes demeurent les mêmes.

L'utilisation du microscoop CT 500 HE a permis d'incorporer aux réserves des veines de moins de 0,8 m de puissance. Cela représente 6,8% des réserves totales, soient 302 525 t à 2,85% Pb, 4,96% Zn et 7,89 ozt/tc (270 g/t) Ag.

16. MINE RENISON.

Cette mine d'étain (cassitérite – SnO_2) est située sur la côte ouest de la Tasmanie, à 138 Km de Burnie. Elle est exploitée par coupe et remblai horizontale mécanisée. Trois techniques sont utilisées soient: 1- non supportée, 2- supportée à l'aide de piliers, 3- non supportée par méthode des double sautage (resuing). La méthode de minage est sélectionnée selon le pendage et la puissance du minerai.

On retrouve 15 postes de production par semaine. La production annuelle de minerai est de 505 000 t (juin 1975), à une teneur moyenne d'étain de 1,24%. La production est de 30 t/h–p en chantier. Ceci inclut le minerai provenant des travaux de développement. La production visée pour 1977 est de 620 000 t, soit une production de 36 t/h–p en chantier.

Géologie:

La minéralisation est formée de la structure Federal–Bassett et de 3 horizons minéralisés, connus sous les noms 'no 2, no 2,5 et no 3'. La minéralisation Federal–Bassett pend à 70° et possède une puissance moyenne de 18 m. Sa teneur est de 0,9%. L'horizon no.2 pend entre 30° et 70°. Sa puissance et sa teneur sont de 15 m et 1,25%. L'horizon no.3 pend à 30° et sa puissance varie de 1 m à 7 m, pour une teneur de 1,6%. L'horizon no.2,5 pend à 30°, avec une puissance moyenne de 10 m, pour une teneur de 1,4%.

Séquence de minage:

Cinq opérations caractérisent le minage par coupe et remblai horizontale mécanisée, soient: forage, sautage, écaillage, chargement et transport, et remblayage. Cette procédure est respectée pour les 3 méthodes utilisées à Renison.

Présentement (1977), 25 fronts de travail sont actifs, augmentant la souplesse du cycle de minage.

Minage des principales veines:

La méthode par chambre non–supportée est utilisée strictement dans le bloc de minerai Federal–Bassett et l'horizon no.2. Les niveaux sont espacés verticalement de 80 m. La récupération du minerai est de 100%. La méthode des chantiers supportés est utilisée dans la zone no.2. Ces deux méthodes ne seront pas décrites ici, car elles sont utilisées dans les chantiers où la puissance de la minéralisation est supérieure à 15 m.

Minage en veines étroites:

Le développement est réalisé à l'aide de travers-bancs espacés de 18 m les uns des autres, le long de la direction. Ils sont reliés par une rampe en zig-zag ayant une pente de rapport vertical-horizontal de 1 dans 9. Celle-ci est réalisée dans le minerai, à proximité de l'éponte inférieure.

La méthode de minage à double sautage (resuing) est utilisée dans l'horizon no.3 où la minéralisation est riche, à faible pente et de puissance variant de 1 m à 7 m (figure 16.1). Dans les zones larges, la méthode utilisée est similaire à celle décrite précédemment. Dans les régions étroites, une partie de l'éponte inférieure est sautée, afin d'obtenir les dimensions de chantier nécessaires au déplacement des équipements (3 m de hauteur par 4 m de largeur). Une éponte supérieure résistante permet de minimiser le soutènement requis. Grâce à une sélectivité judicieuse, évitant le minerai à faible teneur et les zones inaccessibles, une extraction de 95% peut être atteinte.

Afin de miner la zone étroite, les trous de forage de production sont pratiqués dans le minerai et l'éponte inférieure. Dans la minéralisation, ils sont inclinés à un angle de 55° par rapport à la face (vers le haut), alors que dans le stérile, ils sont pratiqués à 70° (par rapport à la face). Chaque rangée de trous est espacé de 1,5 m.

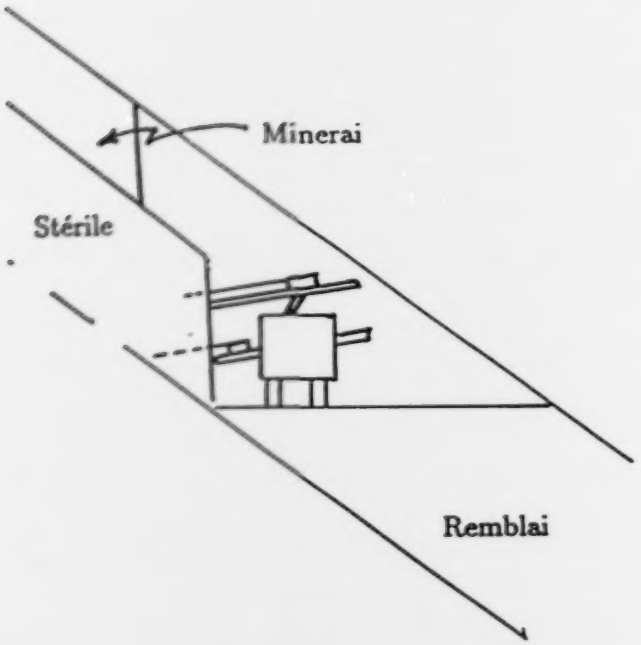
Tous les trous de forage réalisés lors du développement et du minage sont pratiqués à l'aide de forets en croix filetés de 45 mm de diamètre par 1,25 mm. La profondeur des trous est de 3,1 m. Les trous pratiqués dans l'éponte inférieure sont forés par les mêmes forets.

Toutes les tranches effectuées dans le minerai sont excavées jusqu'à une dimension de 5,0 m de largeur et 4,5 m de hauteur. Une volée standard en galerie nécessite 45 trous de 45 mm de diamètre et 3 trous de saignée de 76 mm de diamètre. Un chariot Gardner Denver à 3 flèches, monté de perforatrices pneumatiques DH 123 se déplaçant sur des glissières de 3,3 m, complète le forage d'une volée en 180 minutes.

Le forage en chantier est exécuté par une équipe de 2 hommes, 2 postes par jour, pour une productivité de 170 m/h-p. Le sautage fragmente 800 t de roche dans le cas des trous inclinés. La densité d'explosifs est de 1,18 Kg par m foré ou 3 t/Kg.

Les trous réalisés dans le minerai sont sautés en premier, puis on procède au chargement de la roche. Afin d'obtenir une largeur de 4 m, les trous de l'éponte inférieure sont sautés. La roche brisée est nivelée à la grandeur du plancher. De la roche additionnelle est ajoutée afin de ramener la hauteur du chantier à 3 m. Ceci complète la première tranche. Après chaque tranche dans le minerai, l'accès au chantier est foré au

FIGURE 16.1
Méthode à 2 sautages utilisé à la mine Renison.



toit, afin de suivre la progression vers le haut du front de travail et permettre le passage des équipements au chantier.

Le sautage et l'écaillage sont effectués par une équipe de 2 mineurs, 2 postes par jour. Leur productivité est de 220 t de roche brisée par homme–poste.

Après plusieurs tranches, la surface de travail a suffisamment monté pour abandonner cet accès au chantier et opérer à partir de la galerie supérieure. Une nouvelle galerie doit alors être foncée pour rejoindre un nouveau travers-banc, situé 18 m plus haut.

Chargement et halage:

Le chargement du minerai au front de travail est réalisé à l'aide d'une chargeuse frontale Caterpillar, modèle 980 B. Chaque godet de la chargeuse pèse en moyenne 5,5 t. Le transport du minerai est réalisé à l'aide de camions Caterpillar 769 B de 35 t. Ceux–ci voyagent à une vitesse moyenne de 12 Km/h.

Le minerai est transporté des chantiers jusqu'à la pile de minerai située en surface. La distance de halage moyenne (un aller) est de 2 100 m, mais peut varier de 1 150 m à 3 030 m.

Remblai:

La quantité de remblai placé dans un chantier est de 0,53 tonne par tonne de roche extraite. De cette quantité, une fraction importante provient, dans la méthode sélective à double sautage, du stérile brisé dans le chantier même.

17. MINE APEX.

Cette mine est la propriété de St George Mining Company, subsidiaire de Musto Explorations de Vancouver, CB.

C'est une petite opération minière de 100 t/j, utilisant de petits équipements sur pneus (camions de 4,5 t et chargeuses LHD de 0,76 m^3).

Géologie:

La minéralisation présente une structure en forme de tubes, composée de gallium et de germanium. Des quantités intéressantes d'or, d'argent, de plomb et de cuivre sont présentes.

Le gisement pend à 65° vers l'ouest. La teneur moyenne de gallium est de 0,44 Kg/t et celle du germanium est de 1,14 Kg/t.

La zone minéralisée est plus large que ce qui avait été initialement anticipé (jusqu'à 25 m). Cela eut pour effet de compliquer davantage le choix de la méthode. La problématique consistait à établir une technique de minage qui permettrait la récupération des tranches supérieures de ce gisement en forme d'oeuf.

Développements et minage:

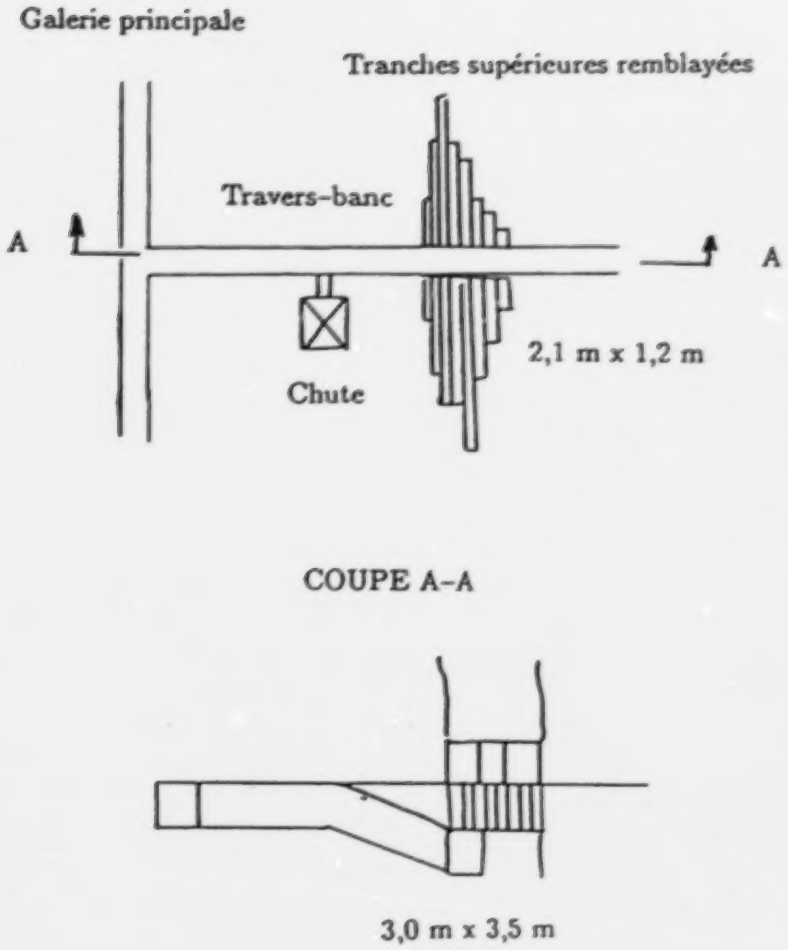
La méthode d'abattage utilisée est la coupe et remblai par tranches descendantes.

Les conditions de terrain autour et à l'intérieur de la minéralisation imposaient la méthode de minage choisie. Celle–ci considérait l'utilisation d'un prototype de mini–chargeuse diésel de 0,38 m^3 et l'utilisation d'un remblai cimenté fibreux mis en place de façon pneumatique.

La production de cette méthode de minage par coupe et remblai est de 9 t/h–p.

Puisque l'accès aux chantiers était déjà présent sous la forme de travers–bancs, il fut entrepris de réaliser de très petites galeries (1,2 m par 2,1 m) dans le sens de la direction de la veine, sur toute sa longueur (figure 17.1). Après leur réalisation, chaque petite galerie serait remblayée au maximum. Cette façon de procéder, en creusant une série de petites galeries adjacentes les unes aux autres, permet de récupérer la totalité du minerai. Afin de gagner le maximum de flexibilité, il fut évalué que le minage utilisant la méthode par coupe et remblai par tranches descendantes serait la plus efficace, mais qu'il faudrait répéter la pratique de tranches étroites adjacentes (top slices) à des intervalles verticaux de 25 m.

FIGURE 17.1
Vue en plan et en coupe du gisement de la mine Apex (17).



Après la réalisation des tranches adjacentes, la phase suivante consiste à retraiter dans le travers–banc initial puis à venir forer sous le remblai cimenté. La résistance du toit est alors suffisamment importante pour permettre aux chargeuses LHD de 0,76 m^3 d'opérer aisement dans des galeries de 3,0 m par 3,5 m. La productivité est ainsi quadruplée.

Développement d'une mini–chargeuse:

La méthode de minage choisie fait l'hypothèse que des galeries de 1,2 m sont réalisables. À cette époque, une seule sorte de mini–chargeuse électrique était disponible sur le marché international. Cependant, les besoins de mobilité requis pour miner ce gisement rendaient nécessaire l'utilisation d'un équipement à propulsion diésel. John Clark accepta de concevoir un prototype d'une capacité de 0,38 m^3, de 0,86 m de largeur, à propulsion diésel. L'équipement développé, le 50M, permet un déplacement aisé dans les travers–bancs de 2,1 m de largeur et les galeries de chantier de 1,2 m de largeur.

Performances du JCI 50M:

Le 50M procure une excellente position de l'opérateur et suffisamment de puissance pour charger directement dans les galeries de sous–cavage.

Bien que le 50M ait permis d'accroître la productivité de la mine, via son habilité à se déplacer dans des galeries de dimensions minimes (1,2 m), la roche environnante présentait toujours des tendances au mouvement. Les essais passés démontrèrent que l'utilisation de boulons et de grillage étaient inutiles. De plus, les travaux de boisage sont exclus, puisqu'ils sont trop dispendieux. Enfin, on observa qu'une galerie supérieure à 1,5 m de largeur présentait des instabilités, indiquant qu'il serait impossible de récupérer entièrement le minerai et de remblayer avant le début de la détérioration des murs. La solution résidait dans l'utilisation d'un remblai projeté, composé de fibre de verre et d'un accélérateur de prise.

Stabilité des ouvertures:

Des travaux furent entrepris afin de vérifier des matériaux qui, appliqués sous forme de minces couches de 3 à 6 mm sur les murs et le toit, permettraient de maintenir l'excavation ouverte suffisamment longtemps pour procéder au minage et au remblayage. Ces essais donnèrent des résultats concluants, non seulement dans des roches tendres, mais également dans des terrains fragmentés, où la fibre de verre pénétrait dans les fractures et les vides, créant une adhérence entre les blocs.

Une gamme de mélanges de fibres de verre furent essayés, allant des fibres d'acier à ceux contenant des lanières de fibre de verre. Les conclusions de ces études ont permis

de constater que lorsque le matériau était appliqué en couches minces, les fibres n'étaient pas nécessaires. Dès lors, le mélange optimal était constitué de remblai renforcé par du béton (fibercrete sand–cement) avec un accélérateur contenant 4% de calcium, mais sans fibres. Ce mélange coûte 20% moins cher que les premiers mélanges essayés et réduit l'usure de l'équipement servant à la projection du remblai.

Remblayage:

Après la réalisation de chaque tranche, un mélange sec de particules de calcaire et de ciment portland, de dimensions supérieures à 2 mm, est transporté vers le chantier via une conduite métallique de 150 mm. Le volume de matériau expédié sous terre à partir de la surface est de 5 Kg/s. Au chantier, un débit de remblai de 25–35 litres/seconde est projeté par un jet, à une vitesse de 45 m/s. Afin d'obtenir une meilleure compaction, on varie le contenu en eau.

Des essais sur des éprouvettes de remblai ont présenté des résistances de 5 200 KPa après 20 jours, et 6 200 KPa après 30 jours. Le minage du minerai attenant à une tranche remblayée peut débuter 7 jours après la mise en place du remblai. Le minage sous les tranches remblayées peut être initié 21 jours après la coulée de remblai.

La plus importante variable mesurée, pour évaluer le succès de cette méthode de minage, concerne la résistance latérale entre les tranches adjacentes de remblai, au fur et à mesure que les travaux progressent sous celles–ci. Le minage d'une tranche de 3,0 m – 3,5 m peut être réalisé sécuritairement – suffisamment de résistance étant mobilisée le long des surfaces délimitant les tranches. Plus d'études sont nécessaires dans ce domaine, mais l'expérience acquise à ce jour démontre le bien fondé de cette procédure.

Le système de projection du remblai en chantier fut conçu par Hanna–Beric de Bethel Park en Pennsylvanie. Il est composé d'un compresseur de 150 KW à haut débit (1,32 m^3/seconde), faible pression (130 KPa). Celui–ci est monté en série avec un distributeur à remblai (hydraulically driven rotary air lock feeder – 'RALF'). Le concassé est acheminé dans le RALF immédiatement après avoir été mélangé avec le ciment. Ce système ne fut pas à l'abri des problèmes, les principaux étant reliés à l'usure des pièces et à la mesure inexacte de ciment injecté dans le mélange. La plupart de ceux–ci ont été résolus.

Dans une opération de minage par coupe et remblai en tranches descendantes, la qualité et les performances du remblai sont les facteurs clés.

18. MINE BLACK PINE.

Cette mine du groupe Inspiration est située près de Philipsburg au Montana. On y exploite des veines minéralisées d'argent. La production est de 500 tc/j (450 t/j), mais seulement 350 (320) d'entre elles sont acheminées au concentrateur.

Géologie:

La minéralisation est composée d'une série de lits étroits de quartzite de couleur rouge à brun et de lits étroits de calcaire et de schiste. Ils ont un pendage variant de 0° à 25°. La minéralisation est située dans des zones plissées de la structure géologique.

Les principaux minéraux retrouvés sont la pyrite, la chalcopyrite, la galène, la sphalérite, la tétrahédrite et l'argentinite. On les retrouve dans les veines de quartz. Ces dernières se présentent sous forme de couches ou de lentilles.

Minage:

Le minage est réalisé par chambres et piliers. La galerie principale pend à 10°. Ses dimensions sont de 10 pi (3 m) de hauteur par 15 pi (4,6 m) de largeur et elle possède une longueur de 3 000 pi (915 m). Les galeries de développement possèdent des dimensions de 6 pi (1,8 m) ou 10 pi (3 m) de hauteur par 15 pi (4,6 m) de largeur. Des camions diésels de 10 tc (9,1 t) et des chargeuses navettes de 3 vg^3 (2,3 m^3) empruntent la galerie principale, afin de transporter le minerai jusqu'à la surface.

Dilution:

Les veines ont des puissances variant de 2 pi (0,6 m) à 6 pi (1,8 m), avec une moyenne de 4 pi (1,2 m). La continuité des veines est très bonne, mais leur puissance est variable sur de faibles distances.

La hauteur minimale de minage est de 6 pi (1,8 m). Elle est prescrite par les dimensions des équipements. Le facteur de dilution devient important dans les chantiers où les veines sont minces. La méthode de minage à 2 sautages (resuing) permet de la réduire, mais elle demeure toujours présente.

Des études ont été réalisées afin de réduire la dilution en chantier. Celles–ci ont conduit à l'utilisation du système de séparation du minerai présentement utilisé. Des solutions alternatives concernant des modifications au concentrateur ont également été considérées, mais les coûts d'investissement, par rapport aux réserves minières disponibles, étaient trop importants. De plus, les considérations environnementales n'auraient pas permis d'arriver ainsi à une solution viable.

La solution technique envisagée afin de réduire la dilution, résidait dans un système ou une méthode qui sépare visuellement le stérile du minerai, à partir du tout–venant provenant de la mine, avant l'arrivée au concentrateur. À priori, cette solution semblait valable, car le stérile est composé de quartzite de couleur rose à brune alors que le minerai est composé de quartzite blanche et de tétrahédrite gris–métallique.

La sélection du tout–venant à la main fut autrefois pratiqué à Black Pine, afin d'accroître la teneur d'alimentation au concentrateur. Cependant cette alternative est présentement impratiquable, car le tonnage manipulé est trop élevé. Une solution mécanique de sélection optique fut envisagée, puis analysée.

Étude préliminaire d'un système de sélection optique du minerai:

Ore Sorters du Canada (Peterborough, Ontario), un membre de Rio Tinto Zinc Group, fut contacté afin de réaliser des essais préliminaires. Leur séparateur optique (modèle 16) donna des résultats encourageants.

Les premiers essais furent réalisés sur un échantillon de 3 530 lb (1 600 Kg), de granulométrie inférieure à 2 po (51 mm) et supérieure à 0,5 po (13 mm) Les résultats furent un accroissement de 36% et 40% des concentrés d'argent et de cuivre, par rapport à une ségrégation sans séparateur optique. Les récupérations totales furent respectivement de 82% et 85%.

La deuxième série d'essais fut pratiquée sur un échantillon de 3 256 lb (1 480 Kg) de roche, de granulométrie de moins de 4 po (102 mm) et plus de 0,5 po (13 mm). Deux spécimens furent réalisés à partir de celui–ci: +0,5 po (13 mm) à –2 po (51 mm) et +2 po (51 mm) à –4 po (102 mm). L'accroissement des récupérations furent de 46% et 45% des concentrés d'argent et de cuivre. Les récupérations totales furent respectivement de 87% et 86%.

Des calculs réalisés à partir de la seconde série d'essais indiquent un rapport de roche acceptée/rejetée de 60%/40%.

Une analyse économique fut réalisée. La décision d'aller de l'avant fut autorisée et l'usine entra en production en janvier 1979.

La production de l'usine de séparation est de 500 tc/j (450 t/j) dont 350 tc (320 t) sont acheminées au concentrateur. Le reste est rejeté comme stérile.

Description du système de séparation optique:

Le système (modèle 16) est composé de 3 parties soient: 1) un dispositif pour l'introduction du tout–venant; 2) un système de détection et 3) un dispositif de séparation.

L'alimentation est réalisée à l'aide d'une glissière sur laquelle une première séparation est pratiquée. La roche est par la suite acheminée sur une courroie de convoyeur. Celle–ci est surmonté d'un rouleau souple qui peut se déformer jusqu'à une certaine dimension. Les roches sont alors coincées puis accélérées. Elles sont alors séparées.

La technique photométrique est basée sur 2 principes: qu'un comptage de photons à partir de la réflexion sur une surface de la roche est proportionnel à l'intensité de la lumière émise et que la couleur est essentiellement une fonction de la longueur d'onde de la réflection.

La lumière est émise à l'aide d'un laser dirigé sur un miroir rotatif, en forme de tube. La lumière réfléchie est captée à l'aide d'un tube photo–sensible.

La séparation minerai/stérile est réalisée à l'aide de jets d'air contrôlés à l'aide d'un processeur électronique, qui procède à l'analyse des résultats provenant du tube photo–sensible. Le stérile ou le minerai peut être soufflé, selon l'importance relative de chacun (afin de minimiser la quantité d'air requis).

Mise en oeuvre du système de sélection:

Afin d'obtenir la meilleur séparation, un tri suivant la grosseur de l'alimentation est pratiqué, avant que la roche n'entre dans le système de séparation.

Une chargeuse alimente un concasseur à mâchoires de 16 x 24 po (0,41 m x 0,61 m) à partir d'une pile de tout–venant. La sortie est réglée à 4 po (102 mm). Un tamis permet de séparer suivant les classes suivantes: de +0,5 po (13 mm) à –2 po (51 mm) et de +2 po (51 mm) à –4 po (102 mm). Chaque classe est acheminée dans des silos de 150 tc (135 t). Le –0,5 po (13 mm) est dirigé au concentrateur afin d'être mélangé au reste du minerai, après séparation. Chaque silo approvisionne une courroie de convoyeur commune. Des vibrateurs servent à l'alimentation. La roche est tamisée, lavée puis tamisée à nouveau à +0,5 po (13 mm), avant d'être acheminée au sélecteur. Le nettoyage à l'eau est une opération critique et doit être réalisé adéquatement, afin de permettre une bonne séparation.

Le débit de roche dans le circuit de séparation est réalisé à l'aide de dispositifs d'alimentation vibrants. Un deuxième nettoyage est alors réalisé. Les matériaux sont alors séparés et acheminés sur différents convoyeurs. La roche retenue est empilée, le reste étant rejeté.

Récupération:

Les résultats suivants furent obtenus après 8 mois d'opération:

– La relation des matériaux acceptés/rejetés est de 68%/32%;

– L'accroissement de la teneur d'argent dans la roche retenue est de 38%, procurant une récupération totale de 93%;

– L'accroissement de la teneur de cuivre dans la roche retenue est de 46%, procurant une récupération totale de 95%;

– La disponibilité du système est de 85%, une fois les problèmes initiaux solutionnés;

– La production est de l'ordre de 50 tc/h (45 t/h) (alimentation) et la consommation d'air est de 900 pcm (25 m^3/mn).

Le système de séparation a accrû la flexibilité de l'opération de minage. Cette dernière peut être moins sélective, car la dilution provenant de l'opération peut être réduite, grâce à ce dispositif. Ce système est à envisager, là où la dilution ne peut être solutionnée au niveau du minage et où l'aspect visuel du minerai diffère de celui du stérile.

19. MINE BULLDOG MOUNTAIN.

Cette propriété de la compagnie minière Homestake est localisée à Creede au Colorado. Sa production de 300 tc/j (270 t/j) fournit des minerais d'argent et de plomb.

La production totale de 1982 était de 1 358 000 ozt (42,2 t) d'argent et 1 720 000 lb (780 400 Kg) de plomb (provenant de la galène). L'opération emploie 100 ouvriers.

Géologie:

Les veines étroites qu'on y retrouve ont entre 2 pi (0,6 m) et 8 pi (2,4 m) de puissance, et pendent entre 60° et 90°.

Les veines sont pincées et renflées dans le sens de leur direction et suivant leur pendage. Les épontes des chantiers sont très fracturées. Le minerai est généralement peu résistant et non consolidé.

Les teneurs de ce gisement sont de 16 ozt/tc (550 g/t) d'argent et 1,5% de plomb.

Développements:

La mine est composée de 5 niveaux, dont 1 est inactif. Tout le minerai provient des niveaux inférieurs au niveau de halage 9 360 et est hissé par le puits interne no.1.

Minage conventionnel:

Le forage de production est réalisé à l'aide de marteaux pneumatiques sur béquille.

Une augmentation de la productivité et un meilleur contrôle des teneurs ont été réalisés, grâce à des modifications apportées à la méthode de minage par coupe et remblai en tranches descendantes, via l'introduction d'une chargeuse navette et l'amélioration de la qualité du remblai hydraulique.

Jusqu'en 1981, tout le transport du minerai en chantier était accompli à l'aide de racloirs électriques. Le raclage était réalisé de 8 pi (2,4 m) à 10 pi (3 m) au–dessus du niveau sur rail. Un pont en bois avec une trémie était construit au–dessus des rails et le minerai était raclé dans des wagons situés en–dessous.

La méthode d'abattage initiale, par coupe et remblai en tranches ascendantes, fut modifiée en 1970 en une méthode par tranches descendantes. Ceci résultait du peu de consolidation des veines. La méthode conventionnelle utilisait des racloirs tirant le minerai à des chutes de 5 pi (1,5 m) de diamètre, situées dans l'éponte inférieure. Dû aux

irrigularités dans le pendage des veines, qui ont une hauteur atteignant 200 pi (61 m) verticalement, la position de la chute pouvait se situer, suivant les tranches extraites, parfois dans la minéralisation et parfois jusqu'à une distance de 25 pi (7,6 m) dans l'éponte inférieure. Le fonçage de la chute devait être complété avant que la tranche ne soit minée. La chute comprenait également le passage d'homme et le passage pour les matériaux.

L'aménagement des services devait d'abord être complété jusqu'au plancher du niveau à miner (environ 14 pi (4,3 m) en dessous de la tranche précédente), avant que ne débute l'excavation de la nouvelle tranche. La roche était minée à partir de la chute vers l'éponte supérieure, sous le niveau du plancher. Cela procurait une ouverture où le minerai pouvait tomber par gravité vers la chute. Une fois cette ouverture complétée, une plateforme était installée au–dessus de la chute et de l'ouverture. La plateforme supportait les racloirs et les grizzlies.

Par la suite, le minage progressait en s'éloignant de la chute, jusqu'à une distance de 150 pi (46 m) de chaque côté de celle–ci, soit à la mi–distance séparant les chutes (300 pi - 91 m). La tranche était par la suite remblayée et les travaux d'aménagement de la chute se poursuivaient vers le bas, afin d'exploiter une nouvelle tranche.

Cette méthode de minage par tranches descendantes exige beaucoup de travaux manuels. Une faible productivité en chantier fut mesurée (12,5 tc/h–p) (11,3 t/h–p). Environ 50% des travaux à effectuer sont considérés comme non-productifs en termes de production de minerai (creusage de la chute, installation du passage d'homme, services, aménagement de la plateforme et des racloirs, préparation du chantier et du remblayage, opération de remblayage).

Minage mécanisé:

Des LHD de 1 vg^3 (0,76 m^3) furent mis en service dans les veines, au niveau des galeries sur rails. La largeur de cet équipement est de 48 po (1,2 m). Sa productivité et sa flexibilité lui ont donné un rendement supérieur, en comparaison avec la méthode conventionnellement utilisée. Deux LHD additionnels furent achetés en 1981.

Le minage du niveau 9 000 à l'aide des LHD débuta en 1982. Présentement, la minéralisation économique est considérée interrompue à environ 70 pi (21 m) sous ce niveau. Pour cette raison, il n'est pas économique de foncer davantage le puits interne no.1 et de créer un niveau supplémentaire. Dès lors, l'utilisation des LHD fut considérée.

Des galeries en pente dans le minerai ont été pratiquées pour 2 raisons: minimiser la production de stérile par tonne de minerai et initier immédiatement la production de minerai.

Avant de procéder à l'exploitation du minerai situé sous le niveau 9 000, la veine fut exploitée sur une longueur de 2 500 pi (760 m), puis remblayée (figure 19.1). Le chargement de cette tranche fut réalisé à l'aide de racloirs. Neuf travers–bancs espacés de 300 pi (91 m) ont permis l'accès à ce chantier.

Afin de procéder à l'exploitation du minerai situé sous le niveau 9 000, des galeries inclinées furent aménagées dans le minerai à tous les 600 pi (183 m). Elles plongeaient sous le remblai, à partir d'une section de 80 pi (24 m) non remblayée, située dans la partie nord de chaque travers–banc. Cette procédure satisfaisait les besoins d'espace pour le chargement et les manoeuvres Elle permettait également à la rampe de se rendre à la profondeur désirée, correspondant à la hauteur de la tranche à réaliser. Celle–ci devait être supérieure à 8 pi (2,4 m) et pouvait atteindre de 12 pi (3,7 m) à 16 pi (4,9 m), selon la résistance des épontes.

Le bloc de minerai fut exploité en profondeur et vers le nord. Si le minerai n'était pas présent au front de taille, un pilier était laissé entre le chantier du sud et la galerie en pente du chantier situé immédiatement au nord de ce dernier. Si le minerai était présent, le pilier était exploité afin de maximiser la récupération. Le chantier était par la suite entièrement remblayé à l'aide d'un remblai cimenté. La galerie en pente pour le chantier suivant pouvait être établie dans le remblai cimenté, afin de ne pas créer de perte de minerai. Cette procédure exige que les chantiers sud soient toujours une tranche plus basse que le nouveau chantier établi plus au nord. Au moment de la publication en 1983, 1 800 pi (550 m) de chantier avaient été exploités à l'aide de cette méthode. Deux autres chantiers, situés davantage au nord, devaient être exploités suivant cette méthode, amenant à 3 000 pi la longueur totale minée.

Puisque ces veines ne se retrouvent que sur une épaisseur d'environ 70 pi (21 m) sous le niveau 9 000, l'exploitation devait être terminée après 4 ou 5 tranches.

Une rupture importante de veines s'est produite dans une zone du gisement et il a fallu envisager son exploitation à part, via une galerie d'accès en pente située dans l'éponte inférieure. La veine possédait une longueur de 700 pi (210 m), sans extension. Dû à cette faible dimension, un accès réalisé à l'intérieur de la veine s'avérait impossible. La galerie d'accès inclinée fut alors réalisée à 20 pi (6,1 m) à l'intérieur de l'éponte inférieure (figure 19.2). La veine fut accédée par un travers–banc foncé à partir de la galerie d'accès en pente, lorsque l'élévation désirée fut atteinte. Le minage de la veine fut réalisé dans les 2 directions, en la suivant sur toute sa longueur.

FIGURE 19.1

Vue en plan et en coupe de la méthode coupe et remblai descendante mécanisée, pratiquée à la mine Bulldog Mountain (19): rampe intégrée à la minéralisation.

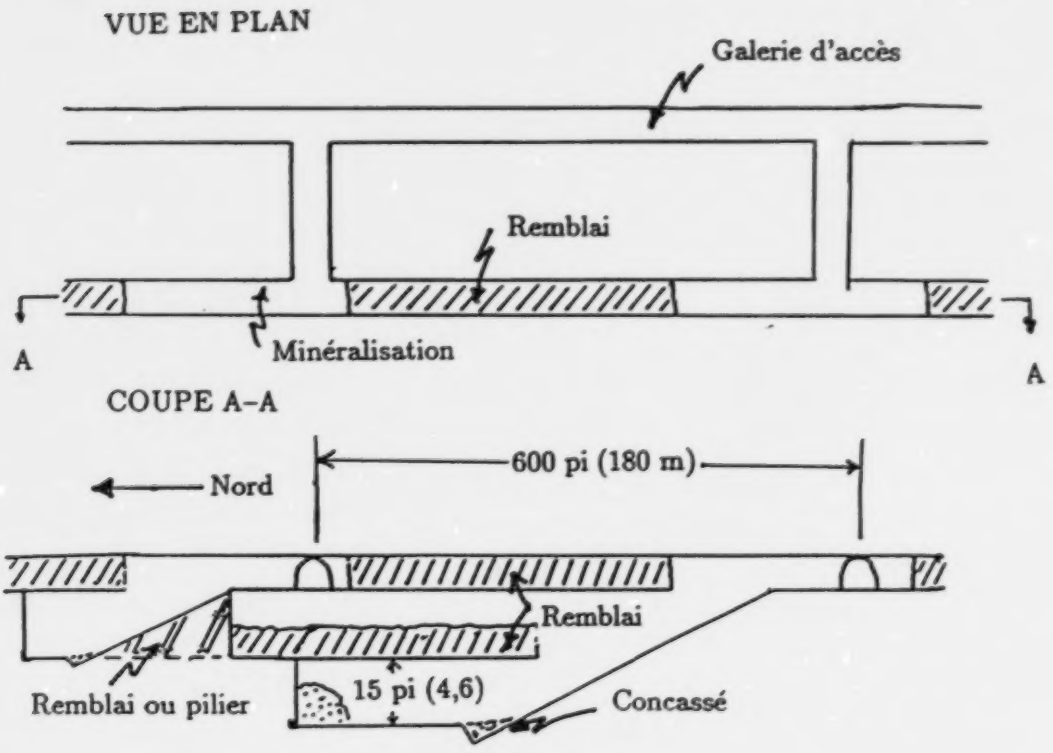
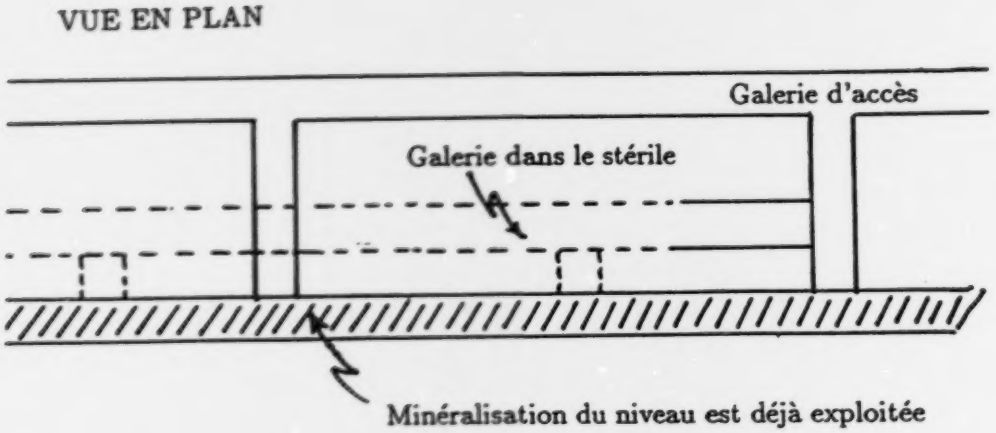


FIGURE 19.2

Vue en plan de la méthode de minage coupe et remblai descendante mécanisée pratiquée à la mine Bulldog Mountain: rampe pratiquée dans le stérile.



De nouveaux blocs de minerai pourront être exploités au–dessus du niveau 9 000 par coupe et remblai en tranches descendantes, à l'aide de LHD. Leur accès se fera toutefois à partir de galeries réalisées dans les épontes, et seulement pour des veines de longueur variant de 300 pi (91 m) à 1 500 pi (457 m). Cette méthode d'abattage est la première considérée, lorsque vient le temps de miner un bloc de minerai.

Trois à quatre hommes travaillent présentement dans les 4 chantiers sous le niveau 9 000, exploités par coupe et remblai en tranches descendantes à l'aide de chargeuses navettes. Sept fronts de travail sont développés dans ces diverses veines parallèles, en plus d'une galerie en pente dans l'éponte inférieure pour la veine isolée.

La production, la teneur et le cycle d'opération conditionnent l'activité des différents fronts de travail, sur une base journalière. Chaque équipe de travail est responsable du forage, sautage, chargement et transport du minerai jusqu'au puits. Chacune d'elles est également responsable de la préparation du remblayage, de sa réalisation et du transport des pièces de l'entrepôt principal jusqu'au chantier.

Résultats:

La productivité en chantier est de l'ordre de 25 tc/h–p (22,7 t/h–p) par la méthode de coupe et remblai en tranches descendantes utilisant des LHD. La méthode conventionnelle ne permettait que des rendements de 12,5 tc/h–p (11,3 t/h–p). Le taux de minage dans les veines n'est pas supérieur à ce qu'il était autrefois. Les gains sont réalisés par la réduction des temps morts et une augmentation d'efficacité dans le transport des matériaux. La seule période d'improductivité, dans le sens où aucune production de minerai n'est réalisée, demeure la préparation du remblayage et le remblayage lui–même.

La minéralisation dans la direction des veines est très irrégulière. Le contenu en métal varie fréquemment de stérile, à faible teneur, jusqu'à des teneurs élevées, sur des distances de quelques dizaines de pieds. La ségrégation des teneurs le long de la veine est particulièrement importante, afin de réaliser un bon contrôle des teneurs. Le chargement à l'aide des LHD permet une bonne sélectivité, pratiquement à chaque godet ramassé. Cette sélection n'est pas réalisable par des techniques conventionnelles de coupe et remblai, car les processus de minage et de chargement en chantier sont indépendants des opérations de chargement et transport réalisées à la sortie de la chute à minerai.

Transport du minerai:

La roche brisée est chargée à l'aide de LHD de 1 vg^3 (0,76 m^3) dans des wagons de 3,5 tc (3,2 t). Le transport jusqu'au puits est effectué par train.

Remblai:

Lorsque la quantité de ciment par poids de remblai est de moins de 15%, des problèmes de soutien des parois apparaissent dans les chantiers.

Le remblai n'est appliqué que sur la moitié de la hauteur de l'ouverture, sauf dans les cas où une galerie doit être foncée au travers d'une région déjà remblayée.

Conclusion:

Cette nouvelle méthode de minage présente plus de flexibilité. De plus, les équipements ne sont pas captifs des chantiers. Cependant cette méthode d'abattage nécessite plus de ventilation et d'entretien.

La méthode par coupes et remblai en tranches descendantes à l'aide de LHD a permis de réduire les coûts unitaires de minage, d'accroître la productivité et d'améliorer le contrôle des teneurs. Cette nouvelle méthode de production représentait 40% de la production totale après seulement une année d'opération, et cette proportion devait augmenter au cours de l'année 1983.

20. MINE REPUBLIC UNIT.

Cette mine, propriété de Hecla Mining Co, est située dans le nord de l'état de Washington. Le minerai acheminé au concentrateur possède des teneurs de 1 ozt/tc (34,3 g/t) d'or et de 4 à 6 ozt/tc (137 – 206 g/t) d'argent.

La production est de 350 tc/j (320 t/j) et de 45 tc/j (41 t/j) de stérile, réalisée sur une base de 5 jours de travail par semaine. Le tiers de la production acheminée au concentrateur provient des développements, alors que le reste est exploité en chantier.

Minéralisation:

La minéralisation est constituée de fissures remplies de quartz. Treize niveaux ont été avancés entre les 1 750 pi (530 m) qui séparent la surface du développement le plus profond. Diverses veines ont été identifiées sur la propriété Golden Promise. Leur largeur varie de 2 à 20 pi (0,61 – 6,1 m). Les activités tectoniques ont perturbé la structure, ce qui rend difficile la compilation des réserves, ainsi que la mise en valeur et l'extraction du minerai.

Les réserves prouvées et probables sont estimées à 514 000 tc (466 300 t), à une teneur moyenne de 0,8 ozt/tc (27,4 g/t) d'or et 3,6ozt/tc (123 g/t) d'argent.

Développements:

La plupart des travaux de développement dans les zones de minage sont réalisés dans les veines. Le minerai de développement, de chantier et un peu de stérile sont hissés en surface, à partir d'un puits incliné.

Le système de veines de Golden Promise fut initialement rejoint à partir d'une galerie d'exploration foncée au niveau 1 100, à partir du puits de Knob Hill.

La veine Golden Promise fut développée à partir du niveau 1 100 jusqu'à son extrémité supérieure. Une monterie à 3 compartiments fut établie entre les niveaux 1 100 et 1 000. Une autre monterie identique fut avancée jusqu'au niveau 900. L'espacement entre les niveaux est de 150 pi (46 m).

Minage:

Le minage est effectué par coupe et remblai. Des foreuses pneumatiques, des racloirs pneumatiques et électriques, des chargeurs culbuteurs (overshot muckers) et des locomotives électriques tirant des wagons à bascule latérale de 30 pi^3 (0,85 m^3) sont utilisés à cette mine.

Idéalement, une monterie avec 1 ou 2 chutes (5 or 3–cap raise) est foncée vers le niveau supérieur. Les chantiers en veines étroites (4 pi (1,2 m) à 6 pi (1,8 m)) sont forés au toit et sautés. Des foreuses pneumatiques sur pied, de marque Gardner–Denver et Boart, sont utilisées.

Pour les veines exploitées dont la puissance varie de 8 pi (2,4 m) à 20 pi (6,1 m), le minerai est foré horizontalement et sauté sur un remblai déjà drainé. Des équipements de forage pneumatiques Gardner–Denver et Toyo sont utilisés.

Des racloirs pneumatiques et électriques de marque Joy actionnent des godets de 40 po (1 m) de largeur, qui acheminent le minerai dans les chutes.

La mine opère 3 postes par jour, 5 jours par semaine. Le minage de chantier n'est généralement effectué que durant les postes de jour et de soir. Les travaux de développement sont également effectués la nuit. Ce dernier poste sert principalement pour le transport d'équipements sur les niveaux et pour les réparations à effectuer dans le puits.

Présentement, 4 niveaux sont en production. Le principal niveau de halage est le 1 100. Il joint le puits de Golden Promise à celui de Knob Hill. Une voie utilisant des rails de 30 lb/pi (45 Kg/m) y est installée. Les niveaux supérieurs sont munis de rails de 20 lb/pi (30 Kg/m). Les travaux de forage de mise en valeur sur les niveaux secondaires sont exécutés à l'aide de marteaux pneumatiques. Des chargeuses Eimco 12 B, des locomotives Mancha de 1,5 tc (1,4 t) et des wagons de 30 pi^3 (0,85 m^3) sont utilisés.

À Golden Promise, un bloc typique mesure 150 pi (46 m) de long par 600 pi (183 m) de haut. Le développement est réalisé dans le minerai, afin de minimiser les coûts et le temps de mise en production, afin d'accroître la connaissance du gisement. Une fois que la veine est exposée sur 2 niveaux consécutifs, on peut procéder à son exploitation ou planifier sa mise en valeur.

Huit chantiers sont opérés simultanément. Deux d'entre eux sont dans la phase de remblayage. Des 6 restants, 2 sont opérés deux postes par jour alors que les 4 autres sont opérés un seul poste par jour.

Présentement, 2 régions sont minées en suivant la minéralisation vers le haut, tranche par tranche. Les passages d'homme et chutes à minerai sont avancés au fur et à mesure que les travaux progressent. Cependant la méthode de minage préférée consiste à utiliser une monterie à 3 compartiments. Une galerie sur rails est foncée. Par la suite, un sous–niveau est avancé le long de la veine, laissant un pilier de 11 pi (3,4 m) entre le plancher du sous–niveau et le toit du niveau principal. À la fin du

développement du sous–niveau, la décision est prise d'exploiter par forage horizontal ou vertical les tranches de minerai. Si le minerai est exploité selon la première méthode, le sous–niveau est remblayé avec du sable jusqu'à 1,5 pi (0,46 m) à 2 pi (0,61 m) du toit. Si la deuxième alternative est sélectionnée, le sous–niveau est laissé tel quel. Dans les 2 cas, le chantier est prêt à être exploité.

Remblai:

Le remblayage est effectué hydrauliquement, en utilisant les sables grossiers provenant des rejets du concentrateur et de dépôts alluvionnaires.

Transport du minerai:

Le minerai et le stérile sont transportés sur le niveau 1 100 jusqu'au puits no. 2 à Knob Hill. Le système de transport est composé d'une locomotive Titan de 3 tc (2,7 t) fonctionnant à l'énergie électrique. Le convoi est formé de 11 wagons à bascule de 30 pi^3 (0,85 m^3) (1,3 tc (1,2 t)). Seuls des rails de 18 po (0,46 m) sont utilisés dans la mine. Le stérile est déversé dans une trémie de chargement située au niveau 1 100. Le minerai est déversé au niveau 1 100, puis hissé à partir d'une trémie située au niveau 1200. Normalement, le transport du minerai et du stérile est réalisé à l'aide de 2 trains opérant 3 postes par jour.

Hissage:

La veine Golden Promise, située à 7 000 pi (2 130 m) au sud–est du puits incliné de Knob Hill, est accédée par un puits circulaire revêtu d'acier. Celui–ci fut foncé en 1986.

Ce nouveau puits fut développé à l'aide du forage d'un trou pilote vertical pratiqué à partir de la surface jusqu'au niveau 1 300 pi (395 m), interceptant le travers–banc. L'alésage du trou fut réalisé jusqu'à un diamètre de 7 pi (2,1 m). Le puits complété possède un diamètre intérieur de 6 pi (1,8 m). Les travaux de fonçage, entrepris en mars 1986 et terminés en septembre de la même année, représentent un déboursé de 2,2M US$, échelonné sur une période de 8,5 mois.

Tout le minerai et le stérile sont hissés via le puits Knob Hill No.2. Au cours de la première moitié de l'année 1988, Hecla a hissé une moyenne de 7 230 tc/mois (6 560 t/mois) de minerai et de stérile.

Le puits de Knob Hill, dont le collet est situé à 3 129 pi (953 m) au–dessus du niveau de la mer, est incliné à 53° sous l'horizontal, sur une longueur de 950 pi (290 m). À cet endroit, l'inclinaison est accrue à 65° et se prolonge sur une distance de 1 125 pi (343 m) (vraie longueur). L'élévation à ce point est de 1 355 pi (413 m) au–dessus du

niveau de la mer. C'est un puits à 3 compartiments, monté d'un treuil à 2 tambours. Deux compartiments contiennent des rails sur lesquels des skips de 2,5 tc (2,3 t) voyagent en contre-poids. La roche est hissée dans 2 silos de 75 tc (68 t). Ceux–ci sont installés dans le chevalement, à environ 60 pi (18 m) au–dessus du collet. Un temps de 7 minutes est requis pour un aller–retour entre la trémie de chargement du niveau 1 100 pi (335 m) et la surface. Le troisième compartiment sert aux services et comme passage d'homme.

La cage de service permet le transport d'une charge de 7 000 lb (3 180 Kg) et celle pour les hommes permet le transport de 8 d'entre eux. Le treuil principal est un Nordberg de 350 HP (263 KW), avec deux tambours de 6 pi (1,8 m) de diamètre. Ce treuil fut reconditionné et est conçu pour une charge de 16 500 lb (7 490 Kg). Sa vitesse est de 700 tours par minute. Un câble de 1 1/8 po (29 mm) est utilisé. Des treuils d'urgence de 50 HP (37,5 KW) électrique et 35 HP (26,3 KW) à l'air sont installés. Ce système permet une traction de 11 200 lb (5 080 Kg) à une vitesse de 125 pi (38 m) par minute.

Coûts:

Le coût de minage et de concentration est d'environ 132 US$/tc (145,50 $/t).

21. MINE STILLWATER.

Stillwater Mining Co (SMC) exploite cette mine située dans la région de Beartooth Mountain, dans le Montana.

Le platine et le palladium proviennent d'un minerai exploité au rythme de 600 tc/j (545 t/j). Une production de 110 000 ozt/an (3 420 Kg/an) de minéraux du groupe du platine est envisagée, avec un rapport Pt/Pd de 1/3.5.

La mise en production fut planifiée pour le mois d'août 1986. 199 employés sont présentement au travail; 151 salariés horaires travaillent sous terre, au concentrateur et à l'entretien, 21 techniciens et employés de bureau, et 27 cadres et administrateurs. La mine est en opération 5 jours par semaine. La production devait augmenter à 700 tc/j (635 t/j) avant la fin de l'année 1987.

Géologie:

La puissance de la minéralisation varie de 4 pi (1,2 m) à 20 pi (6,1 m) et est parfois déplacée, à cause des zones de failles.

À l'heure actuelle, la mine possède des réserves prouvées, possibles et probables de 1,2 Mtc (1,09 Mt) ayant une teneur moyenne combinée platine–palladium de 0,8 ozt/tc (27,4 g/t). La teneur de coupure combinée est de 0,3 ozt/tc (10,3 g/t).

Développements:

En 1979, des travaux de développement d'une longueur de 4 500 pi (1 370 m) furent entrepris, grâce à une galerie à flanc de coteau, située à une altitude de 5 150 pi (1 570 m) au–dessus du niveau de la mer. En 1983, un programme d'exploration de 8,4 M$, échelonné sur une période de 18 mois, et une étude de faisabilité furent entrepris. La galerie à flanc de coteau fut prolongée de 3 000 pi (910 m) et des travaux comprenant une campagne de forage au diamant de 200 000 pi (60 960 m) de forage, d'essais en chantier, de fonçage de cheminées et de galeries furent entrepris. Deux galeries à flanc de coteau furent ajoutées, une à 5 000 pi (1 525 m) et une autre à 5 300 pi (1 615 m).

Chaque niveau mène à des galeries latérales, parallèles à la minéralisation, situées à 100 pi (30 m) à l'intérieur de l'éponte inférieure. La pente de ces galeries est de +0,5%. La distance verticale séparant les galeries à flanc de coteau est présentement de 150 pi (46 m), mais sera accrue à 200 pi (61 m) lors des prochains développements. La galerie du niveau 5 150 pi (1 570 m) est d'une longueur de 7 600 pi (2 320 m); celle du niveau

5 000 pi (1 525 m) de 2 800 pi (853 m) et celle du niveau 5 300 pi (1 615 m) de 3 600 pi (1 100 m).

L'exploration se poursuit, à la fois au–dessus et en dessous des zones présentement en exploitation. Les galeries parallèles à la minéralisation ont des dimensions de 10 pi x 12 pi (3 m x 3,7 m). Elles furent foncées à l'aide de jumbos à deux flèches, à propulsion hydraulique–électrique. Chaque volée est composée de 48 trous de 1 3/4 po (45 mm) et de 3 trous de saignée. L'avancement résultant d'un sautage est de 11,5 pi (3,5 m).

Le chargement de la roche en galerie est effectué à l'aide d'une chargeuse navette de 3,5 vg^3 (2,7 m^3), qui déverse dans des camions d'une capacité de 10 ou 15 tc (9,1 – 13,6 t). Ceux–ci transportent la roche à l'extérieur de la mine via les galeries à flanc de coteau. Le soutènement des galeries est réalisé à l'aide de grillages métalliques (steel mats) et d'ancrages de type 'split set' de 5 pi (1,5 m), installés au toit suivant un patron de 4 pi (1,2 m) par 4 pi (1,2 m).

Minage:

Des travers–bancs avancent à partir des galeries parallèles à la minéralisation, afin d'accéder au gisement. Des galeries de sole sont forées le long de la veine, jusqu'à sa limite ultime, puis la base de la monterie en bois est construite afin de préparer la tranche immédiatement au-dessus.

Pendant le cycle de minage en chantier, la roche est forée et sautée par tranches de 8 pi (2,4 m) de hauteur qui, suite aux dimensions particulières de la minéralisation, peut avoir aussi peu que 4 pi de largeur et rarement plus de 10 pi (3 m). Chaque équipe de chantier est composée de 2 hommes. L'un d'eux effectue le forage, alors que l'autre procède à l'installation du soutènement ou racle la roche brisée. Le sautage est effectué à l'aide d'agents de sautage et réalisé à la fin des postes de travail.

Des godets de 24 po (0,61 m) et de 30 po (0,76 m) sont actionnés respectivement par des racloirs de 18 HP (13,5 KW) (activés à l'air) et de 20 HP (15 KW) (électriques). Le forage est complété à l'aide de perforatrices pneumatiques manuelles, qui servent également à l'installation du soutènement.

Au mois de juin 1987, 11 chantiers étaient en exploitation et 8 en développement. Quatre ont été entièrement minés. Selon son plan d'opération, la mine doit disposer en tout temps de 20 chantiers en exploitation et de 6 autres en phase de préparation.

Remblayage:

Une fois le boisage terminé, la procédure de minage pour les tranches supérieures est complétée par le remblayage de la région excavée. Cette opération est réalisée à

l'aide des rejets grossiers provenant du concentrateur, mélangés au besoin à du ciment. Le chantier est remblayé jusqu'à proximité du toit, le remblai formant ainsi un plancher solide pour la tranche suivante.

Les matériaux de remblayage proviennent d'une installation souterraine située au niveau 5 000 pi (1 525 m). Les fractions les plus grossières utilisées dans le remblai sont entreposées dans 3 silos cylindriques au-dessus du niveau 5 000 pi (1 525 m).

Halage du minerai:

On retrouve des camions de 10 et 15 tc (9,1 – 13,6 t) ainsi que des chargeuses navettes de 3,5 vg^3 (2,7 m^3), 2 vg^3 (1,5 m^3) et 1 vg^3 (0,76 m^3). Lorsque le développement de la mine sera plus avancé, un système de transport sur rails sera installé au niveau 5 000 pi (1 525 m), afin de réduire les coûts de transport.

Monteries:

Plus de 1 000 pi (305 m) d'alésage de monterie ont été réalisés. Des chutes à minerai de 7 pi (2,1 m) de diamètre et des silos à remblai de 10 pi (3 m) de diamètre furent conçus.

PARTIE III : TECHNIQUE DE MINAGE PARTICULIÈRE

22. MINAGE DE CHANTIERS À L'AIDE D'ALIMAK.

Une méthode profitable de miner les gisements étroits peut être envisagée à l'aide d'une plateforme Alimak mécanisée, permettant le forage horizontal. C'est une approche moderne du minage par chambre magasin ou par sous-niveaux. Le forage est constitué de longs trous horizontaux.

Séquence des travaux:

Les travaux sont les suivants (figure 22.1):

– avance d'une galerie de halage dans le minerai ou avance de deux galeries parallèles,

– forage des points de soutirage et des travers-bancs,

– forage de la galerie d'aménagement de l'Alimak,

– réalisation d'une monterie dans le minerai jusqu'au niveau supérieur,

– forage horizontal dans le minerai à partir de la plateforme Alimak,

– chargement des trous inférieurs du bloc du minerai,

– retrait du guide de la plate-forme,

– sautage,

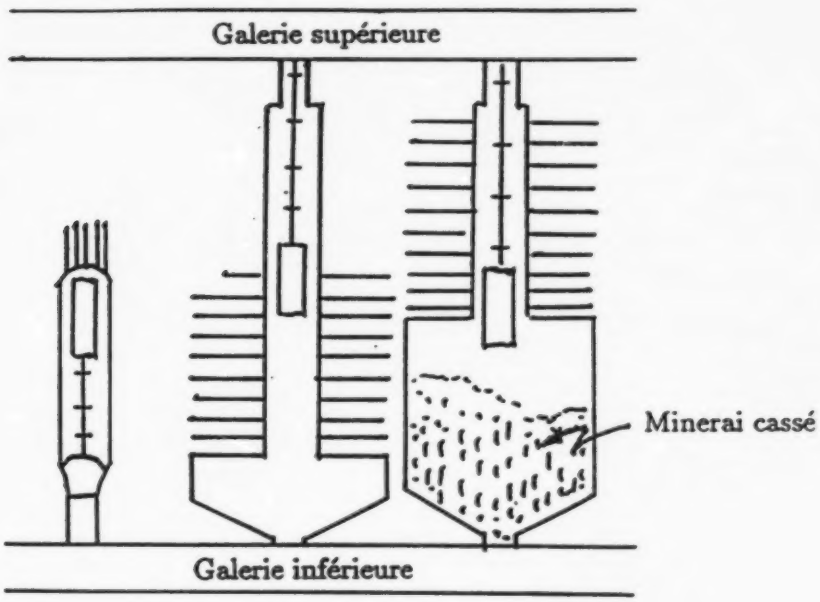
– chargement via les points de soutirage,

– récupération des piliers restants, si désiré.

Ce qui rend la méthode très économique, c'est qu'il n'existe pas, de façon générale, de limite quant à la distance séparant les niveaux.

Durant le cycle de production, le niveau supérieur sert au transport des matériaux et du personnel, ainsi que pour les communications et le démantèlement de la plateforme, une fois le forage et le sautage réalisés. Les longs-trous forés sont parallèles ou en éventail, selon la forme et la largeur de la minéralisation. La foreuse est montée sur une glissière disposée sur la plateforme Alimak. Le forage est initié au bas de la monterie, de façon à procéder au sautage avant que l'opération de forage ait atteint le haut de la monterie. Pour améliorer la fragmentation, il est recommandé de sauter plusieurs rangées de trous à la fois.

FIGURE 22.1
Méthode Alimak.



PHASES I II III

Fonçage Forage Sautage

Afin d'obtenir une production élevée, il est important d'avoir une plateforme Alimak en opération pour chaque cycle du minage: une en forage de monterie, une en forage horizontal et une qui procède au sautage des trous. La résistance des épontes détermine si des piliers entre les chambres sont nécessaires.

Type de plateforme Alimak:

Le choix d'une plateforme est fonction de la longueur de la monterie, l'aire de la monterie, le type de forage et la longueur des trous à forer. Le système Alicab est recommandé pour les monteries de 60 m et plus, afin d'assurer la sécurité des travailleurs. Afin que les conduites ne pendent pas dans la monterie, des guides spéciaux sont nécessaires pour la distribution de l'air et de l'eau.

Il existe trois types de glissières pour le forage sur plateforme Alimak. Le système RPD (rig for horizontal parallel drilling) permet de forer des trous horizontaux, parallèles, et permet une possibilité limitée de trous en éventail. Le forage est légèrement orienté vers le haut afin d'évacuer les copeaux produits. Le type RRD (rotary boom for ring drilling) permet de forer vers le haut et le bas. Le type RCD est une combinaison de ces deux systèmes.

Considérations techniques et économiques:

Plus les niveaux sont espacés, moins les coûts préparatoires par tonne brisée sont élevés. Cette particularité la rend intéressante pour le minage de petits gisements. Un autre avantage qu'elle offre est de permettre une mise en production rapide d'un bloc de minerai.

Dans le cas hypothétique d'une veine de 4 m de largeur et d'une distance inter-niveaux de 100 m, la production pourrait être amorcée cinq mois après le début des travaux préparatoires du niveau de halage et moins de trois mois après le début des travaux préparatoires dans le minerai.

Cette méthode aide également au contrôle de la fragmentation et minimise la présence de trous ratés. Cette technique permet de suivre et de reconnaître les filons lors de la phase de mise en valeur, ce qui est particulièrement important lors de l'exploitation des petits gisements.

Tentatives dans les mines canadiennes:

Cette méthode fut pratiquée à la mine Lupin et est présentement à l'essai à la mine Dome.

Les résultats obtenus à Lupin semblent démontrer que la méthode est économiquement rentable. Cependant, le pendage vertical de la minéralisation (90°) et l'ouverture

verticale des chantier (jusqu'à 400 pi - 122 m) rendait la méthode peu sécuritaire. Elle fut abandonnée.

Dome est présentement à la phase d'essai. La minéralisation pend à environ 60°. Les premières cheminées furent foncées en juin 1989. Aucun résultat n'est présentement disponible.

CONCLUSION

Une revue de la littérature a permis d'identifier une vingtaine de mines exploitant des gisements filoniens, au Canada et à l'étranger.

Celles–ci opèrent dans des conditions environnementales et technologiques particulières. Certaines sont très mécanisées, d'autres oeuvrent de façon artisanale.

Les problèmes opérationnels que rencontrent ces entreprises sont similaires, d'une exploitation à l'autre. Sommairement, on peut mentionner la définition géologique et le suivi des veines, la dilution, la méthode de minage, les conditions de terrain et la productivité.

Ce rapport a décrit certaines de ces mines et leurs problèmes particuliers. L'information tirée de ces articles est présentée afin de décrire brièvement le type d'opération, les techniques utilisées et les innovations implantées dans le but d'accroître les performances.

Une synthèse des technologies implantées dans les mines à filons étroits est présentée dans le rapport MRL 89–70 (TR) intitulé 'Gisements filoniens: technologies, innovations et perspectives'. De plus, ce dernier rapport présente les vues et les perspectives de recherche potentielles, identifiées par les chercheurs de CANMET.

RÉFÉRENCES

RÉFÉRENCES PAR SITES MINIERS

1. MINE CLUFF, Canada

LAMBERT, F., 'Use of Microscoop in Narrow Stope Mining'. 91ème Congrès Annuel ICM/CIM, 30 avril–3 mai 1989, Québec, présentation 190, 19 pp.

2.MINE CON, Canada

JONES, P.R., 'Cominco's Con Mine'. 1976 Underground Operators Conference, Val-d'Or, CIM, février 1976, 37 pp.

3.MINE DOME, Canada

PERRY, R.J., CHURCHER, D.L., 'The Application of High Density Paste Backfill at Dome Mine'. 91ème Congrès Annuel ICM/CIM, 30 avril–3 mai 1989, Quebec, présentation no.113, 19 pp.

ROBERTSON, B.E., 'Experimental Longhole Narrow Vein Mining at the Dome Mine'. CIM Underground Operators Conference, Sudbury, Ontario, 15–18 f'evrier 1981, 9 pp.

ROBERTSON, B.E., 'Mechanized Narrow Vein Mining at the Dome Mine, Timmins, Ontario'. CIM Bulletin, vol.79, no.885, janvier 1986, pp.39–44.

ROBERTSON, B.E., 'The Mechanization of Narrow Vein Mining at the Dome Mine'. Mining Magazine, octobre 1986 , pp.308–317.

4. MINE FOREST HILL, Canada

WILE, B., 'Narrow Vein Mining at the Forest Hill Mine'. 91ème Congrès Annuel ICM/CIM, 30 avril-3 mai 1989, Québec, présentation 114, 19 pp.

5. MINE GOLDEN PATRICIA, Canada

PEARCE, G., 'Golden Patricia Humming Along'. The Northern Miner Journal, vol. 74, no.52, 6 Mars 1989.

6. MINE KETZA, Canada

ANONYME, 'Belmoral to Buy Ketza Gold Mine'. Northern Miner journal, 26 décembre 1988.

WERNIUK, J., 'Yukon Gold Coming Onstream'. Canadian Mining Journal, Février 1988, pp.19–22.

7. MINE LUPIN , Canada

ANONYME, 'Echo Bay's New Lupin Gold Mine Already Expanding'. Western Miner, Juin 1983, pp.12–16.

ANONYME, 1987 Annual Report of Echo Bay. pp13–16.

CULLEN, R., 'Mining Engineering at Lupin Mine Echo Bay Mines Ltd.'. 87ème Congrès Annuel ICM/CIM, 21–25 avril 1985, Vancouver, présentation no.28, 28 pp.

VATTER, C., 'Current Operating Practices at the Lupin Gold Mine'. Publication interne, octobre 1988, 22 pp.

VATTER, C., 'Operating Practices at Lupin Gold Mine, Cornerstone of Echo Bay Mines Ltd'. Mining Eninering, avril 1989, pp.221–226.

LOREE, T., 'Lupin Leads the Way'. The Norhern Miner Magazine, août 1988, pp.16–23.

8.MINE PAMOUR#1, Canada

HILL, A.R., 'Mechanization of Narrow Vein at Pamour no.1'. First Annual Underground Operator's Conference, section 6, Sudbury, Ontario, 25–28 février 1975, 36 pp.

9.MINE PAMOUR PORCUPINE #3, Canada

GOSLING, T., 'Narrow Vein Cut–And–Fill Mining at Pamour Porcupine Mines, no.3 Mine (Aunor)'. First Annual Underground Operator's Conference, section 6, Sudbury, Ontario, 25–28 février 1975, 36pp.

10. MINE KELLGUANI, Bolivie

MATTHEWS, P.F.P., 'Kellguani, Bolivia – A Manto Tin Deposit'. Mining Magazine, janvier 1985, pp.24–29.

11. MINE DE LEUCAMP, France

BENZ, J.–P., CHILES, J.–P., DUMAS, J.–P., 'Essais comparés de deux méthodes d'abat- tage en filons minces'. Industrie Minérale, vol. 67, décembre 1985, 5 pp.

12. MINE DU SIÉGE MINIER DU FRAISSE, France

AVRIL, R., 'L'uranium français en contexte granitique'. Industrie Minière–Les Techniques, avril 1980, pp.237–247.

CALEIX, C., 'Optimisation des méthodes d'exploitation souterraines des gisements filoniens de la Cogéma en France'. Industrie Minérale–Les Techniques, août–septembre 1985, pp.329–332.

CHAPOT, G., GIACOBBI, J., LES ENFANT, M., POMMIER, M., 'Méthode d'exploitation descendante sous dalle béton'. Industrie Minérale–Les Techniques, novembre 1976, pp.241–247.

HEURLEY, P., VERVIALLE, J.–P., 'Les méthodes d'exploitation du siège minier du Fraisse'. Industrie Minérale–Les Techniques, décembre 1985, pp. 479–488.

POISSONNET, M., POYOL, E., DECOURT, E. et GIRARD, M., 'Développement et variantes de la méthode d'exploitation par tranches unidescendantes sous couronne artificielle bétonnée'. Industrie Minérale–Les Techniques, novembre 1983, pp. 459–468.

13. MINE FONTANE, Italie

PARTRUCCO, M., ROSTAGNOTTO, A., LONGO, G., 'The Use of Rubber Tyred LHDs in Fontane Talc Mine, Italy'. Mining Magazine, juin 1988, pp.460–465.

14. MINE SAN FRANCISCO DEL ORO, Mexique

PAZOUR, A., 'San Francisco del Oro Aims for Higher Productivity'. World Mining, octobre 1980, pp.54–59.

15. MINE HUARON, Pérou

CARDENAS, R.C., 'Huaron Mines Reserves in Narrow and Winding Veins'. World Mining, juin 1983, pp.36–43.

VIX, P., 'Amélioration de la sélectivité par utilisation d'une chargeuse de petite dimension: Le Microscoop'. Industrie Minérale–Les Techniques , novembre 1983, 7 pp.

16. MINE RENISON, Tasmanie

COUNDOURIS, A.N., 'Mine Production at Renison Limited'. The Aus. I.M.M. Broken Hill Branch, Underground Operators' Conference, octobre 1977, pp.21–26.

17. MINE APEX, USA

GUILL, R.W., 'The Apex Mine: A Case Study in Small Scale Undeground Mining and Filling Innovations'. 91ème Congrès Annuel ICM/CIM, 30 avril–3 mai 1989, Québec, présentation no.111, 8 pp.

GUILL, R.W., MacLEOD, K.H., 'The Apex Mine: A Case Study in Small Scale Underground Mining and Filling Innovations'. Innovative Mining Systems, Proceedings of the Second International Conference, University Park, PA, USA, 26–29 octobre 1986, pp.42–44.

18. MINE BLACK PINE, USA

McLAUGHLIN, D., 'Operation of an Optical Ore–Sorting System'. Mining Congress Journal, avril 1980, pp.26–28.

19. MINE BULLDOG MOUNTAIN, USA

SIMONSON, R.A., LOGSDON, G.C., 'The Development and Introduction of LHD Undercut–And–Fill Mining at Homestake's Bulldog Mountain Mine'. Proceedings of the International Symposium on Mining with Backfill, Lulea, 7–9 juin 1983, pp.241–246.

20. MINE REPUBLIC UNIT, USA

REPUBLIC UNIT STAFF and DAYTON, S.H., 'Hecla's Republic Unit: Small Mine Packs a Big Earnings Punch'. E&MJ, décembre 1988, pp.34–39.

21.MINE STILLWATER, USA

TENNANT, H., 'First in North America: Stillwater Opens Platinum/ Palladium Mine in Montana'. Canadian Mining Journal, juillet 1987, pp.13–16.

22. MÉTHODE DE MINAGE ALIMAK

ANONYME, 'Vein Mining with Alimak Raise Climber – A Profitable Mining Method'. Australian Mining, luin 1976, pp.33–36.

ANONYME, 'Raise Climber Cuts Long–Hole Drilling Costs'. Mining Equipment International, mars 1978, pp.39.

SVENSSON, H., 'Vein Mining with Raise Climbers for Economical Narrow Ore Body Stoping'. World Mining, avril 1976, pp.80–83.